

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»

**М. Т. Кириченко, А. Л. Ган, С. М. Стовпник,
Л. В. Шайдецька, Є. А. Загоруйко**

ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ

ТЕХНОЛОГІЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ

*Рекомендовано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського
як навчальний посібник для студентів,
які навчаються за спеціальністю 184 «Гірництво»,
спеціалізацією «Розробка родовищ та видобування корисних копалин»*

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2018

Рецензенти: *Бойко В.В.*, доктор техн. наук, професор
Круть О.А., доктор техн. наук
Відповідальний редактор *Ган А.Л.*, канд. техн. наук, доцент

*Гриф надано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського (протокол № 7 від 29.03.2018 р.)
за поданням Вченої ради Інституту енергозбереження та енергоменеджменту (протокол № 8
від 26.02.2018 р.)*

Електронне мережне навчальне видання

Кириченко Михайло Терентійович, канд. техн. наук, доц.
Ган Анатолій Леонідович, канд. техн. наук, доц.
Стовпник Станіслав Миколайович, канд. техн. наук, доц.
Шайдецька Любов Валентинівна, канд. техн. наук.
Загоруйко Євген Анатолійович, канд. техн. наук.

ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ ТЕХНОЛОГІЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Підземні гірничі роботи: Технологія гірничих робіт [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво», спеціалізації «Розробка родовищ та видобування корисних копалин» / М. Т. Кириченко, А. Л. Ган, С. М. Стовпник, Л. В. Шайдецька, Є. А. Загоруйко; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані (1 файл: 7,99 Мбайт). – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2018. – 160 с.

Розглянуто комплекс питань з проведення підземних гірничих робіт на вугільних шахтах та рудниках. Наведено сучасні схеми розкриття, системи підготовки та розробки шахтного поля, типи приствольних дворів з камерами та їхня прив'язка до магістральних виробок, як в звичайних, так і в складних гірничо-геологічних умовах. Розглянуто технологічні схеми та комплекси на поверхні шахт. Представлено особливості розкриття, розробки та підготовки рудних родовищ. Дано опис сучасних методів математичного моделювання технологічних схем шахт. Посібник призначений для студентів вищих навчальних закладів гірничих спеціальностей, може бути використаний при підготовці спеціалістів у галузі підземного будівництва.

© М. Т. Кириченко, А. Л. Ган, С. М. Стовпник, Л. В. Шайдецька, Є. А. Загоруйко, 2018
© КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2018

ПРИЙНЯТІ СКОРОЧЕННЯ

КК – корисні копалини

АПК – адміністративно-побутовий комбінат

ТКП – технологічний комплекс поверхні

БЗБТ – блок залізобетонної тумби

БПР – буропідривні роботи

ТСШ – технологічна схема шахти

ТОР – технологія очисних робіт

ТПР – технологія підготовчих робіт

РПШП – розкриття і підготовки шахтного поля

ТМТП – технологія магістрального транспорту та підйому

ТПШ – технологія поверхні шахти

КШ – керування шахтою

ЗМІСТ

	стор.
ПЕРЕДМОВА	8
Розділ 1. КОРИСНІ КОПАЛИНИ ТА ЇХНЯ ХАРАКТЕРИСТИКА	9
1.1. Стан і перспективи видобування корисних копалин	9
1.2. Технологічна характеристика вугільних пластів та вміщуючих порід	13
1.3. Газодинамічні явища в гірничих виробках	16
1.4. Запаси корисних копалин, порядок їх вимірювання. Потужність і термін служби шахти.	17
Запитання для самоперевірки	18
Розділ 2. РОЗКРИТТЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ	20
2.1. Поняття про розкриття шахтного поля. Класифікація	20
2.2. Способи розкриття пластів вертикальними стовбурами	24
2.3. Способи розкриття пластів похилими стовбурами	26
2.4. Розкриття шахтних полів штольнями	28
2.5. Комбіновані способи розкриття	29
2.6. Порівняння способів розкриття	29
2.7. Вибір місця закладання стовбурів, схем їх розташування, параметрів підготовки і розкриття шахтного поля	30
Запитання для самоперевірки	32
Розділ 3. ПРИСТОВБУРНІ ДВОРИ. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНІ ШАХТИ	34
3.1. Пристовбурні двори і камери	34
3.1.1. Класифікація пристовбурних дворів	34
3.1.2. Технологічні схеми пристовбурного двору	35
3.1.3. Камери пристовбурного двору. Об'єм пристовбурного двору і камер	38
3.1.4. Вибір типу пристовбурного двору. Прив'язка до пластових штреків	39
3.2. Технологічний комплекс поверхні шахти	39
3.2.1. Загальні поняття про технологічні процеси на поверхні шахти	39
3.2.2. Технологічний комплекс головного (скіпового) стовбура	42
3.2.3. Технологічний комплекс допоміжного (клітьового) стовбура	46
3.2.4. Адміністративно-побутовий комбінат	48
3.2.5. Генеральний план поверхні шахти	48
Запитання для самоперевірки	49
Розділ 4. ПІДГОТОВКА ШАХТНОГО ПОЛЯ	51
4.1. Суть підготовки, класифікація	51
4.2. Поверхова підготовка шахтного поля	55
4.3. Панельна підготовка шахтного поля	59
4.4. Погоризонтна підготовка шахтного поля	62
4.5. Блокова підготовка шахтного поля	65
4.6. Комбінована підготовка	67

4.7. Сучасні технічні рішення з вибору параметрів підготовки шахтного поля	68
4.8. Вплив умов залягання на вибір розташування і способу охорони магістральних виробок	72
4.9. Зв'язок схем підготовки і схем транспорту. Вузли сполучень горизонтальних і похилих виробок	75
Запитання для самоперевірки	79
Розділ 5. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТОВИХ РОДОВИЩ	80
5.1. Загальні поняття про системи розробки та їх класифікацію	80
5.2. Суцільні системи розробки	81
5.2.1. Способи охорони транспортних і вентиляційних виймальних виробок при суцільних системах розробки	81
5.2.2. Варіанти суцільної системи розробки лава-поверх (лава-ярус) за простяганням	86
5.2.3. Варіанти суцільної системи розробки за простяганням з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси)	88
5.2.4. Варіанти суцільної системи розробки за падінням-підняттям	90
5.2.5. Область застосування, недоліки і переваги суцільних систем розробки	90
5.3. Стовпові системи розробки	91
5.3.1. Варіанти стовпової системи розробки лава-поверх (ярус) за простяганням	91
5.3.2. Варіанти стовпової системи розробки за простяганням з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси)	95
5.3.3. Варіанти стовпової системи розробки з відробкою одинарними лавами за підняттям (падінням) пласта	98
5.3.4. Варіанти стовпової системи розробки з відробкою спареними лавами за підняттям (падінням) пласта	99
5.4. Комбіновані системи розробки	100
5.5. Системи розробки короткими очисними вибоями	102
5.5.1. Особливості і сутність систем розробки короткими очисними вибоями	102
5.5.2. Область застосування систем розробки короткими очисними вибоями	105
5.6. Системи розробки без постійної присутності людей в очисному вибої	106
5.6.1 Система розробки з бурошнековим вийманням вугілля	106
5.6.2. Система розробки крутих пластів з вийманням вугілля буровими установками КМД	108
5.6.3. Системи розробки смугами за підняттям з вийманням вугілля канатними пилками	108
5.6.4. Порівняльна характеристика систем розробки без постійної присутності людей в очисному вибої	109
5.7. Особливості систем розробки при підземному гідравлічному видобуванні вугілля	110
5.8. Аналіз систем розробки, їх параметрів і рекомендації по	

застосуванню	112
5.8.1. Вибір критерію оптимальності при аналізі і виборі систем розробки та їх параметрів	112
5.8.2. Аналіз систем розробки, їх варіантів і параметрів	113
Запитання для самоперевірки	114
Розділ 6. РОЗРОБКА РОДОВИЩ В СКЛАДНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ	116
6.1. Розробка пластів, схильних до гірських ударів	116
6.2. Розробка пластів небезпечних по раптових викидах вугілля і газу	117
6.2.1. Випереджуюча розробка захисних пластів	118
6.2.2. Запобігання раптових викидів при розкритті викиднебезпечних пластів стовбурами і квершлагами	120
6.2.3. Способи запобігання раптових викидів при підготовці і вийманні небезпечного пласта	121
6.2.4. Вимоги до технології розробки вибухонебезпечних пластів	122
Запитання для самоперевірки	123
Розділ 7. ОСОБЛИВОСТІ РОЗКРИТТЯ, ПІДГОТОВКИ І РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ	124
7.1. Особливості залягання, розкриття та підготовки рудних родовищ	124
7.1.1. Особливості залягання та розкриття родовищ руди	124
7.1.2. Особливості розкриття рудних родовищ	125
7.1.3. Способи підготовки родовищ	126
7.2. Особливості технології відбивання руди	127
7.2.1. Шпурове відбивання руди	127
7.2.2. Відбивання руди свердловинами	128
7.3. Вторинне подрібнення руди	129
7.4. Доставка і навантаження руди	129
7.5. Керування гірським тиском	131
7.6. Системи розробки рудних родовищ	132
7.6.1. Класифікація систем розробки	133
7.6.2. Камерно-стовбурові та суцільні системи розробки	135
7.6.3. Камерні системи розробки	136
7.6.4. Системи розробки з магазинуванням руди	137
7.6.5. Системи поверхового та підповерхового примусового обрушення	137
7.6.6. Системи розробки із закладкою виробленого простору	138
Запитання для самоперевірки	139
Розділ 8. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ШАХТ І ПРИНЦИПИ ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ЇХ	141
8.1. Класифікація і структура технологічних схем шахти (ТСШ)	141
8.2. Принцип конструювання ТСШ	142
8.2.1. Підсистеми шахти	142
8.3. Методи математичного моделювання технологічних схем	145
8.3.1. Вибір критерію оптимальності для економіко-математичної моделі	145

8.3.2. Визначення витрат на проведення, підтримання виробок, на транспорт та інші процеси і об'єкти	146
8.3.3. Техніко-економічне порівняння групової та індивідуальної підготовки шахтного поля	149
8.3.4. Визначення оптимальної висоти горизонту діючих шахт	151
8.3.5. Визначення оптимальної довжини лави	153
8.3.6. Визначення оптимального співвідношення між очисними і підготовчими вибоями	156
Запитання для самоперевірки	157
ЛІТЕРАТУРА	159

ПЕРЕДМОВА

При складанні навчального посібника з навчальної дисципліни «Підземні гірничі роботи» за основу було прийнято формування у студентів наступних необхідних здатностей: використовувати базові знання про призначення, структуру, режим роботи гірничого підприємства; використовувати базові знання про системи розкриття, підготовки, системи розробки шахтного поля та рудників для оцінювання їх відповідності заданим гірничотехнічним умовам; обирати типи приствольних дворів, технологічні комплекси шахт для заданих гірничотехнічних умов; застосовувати базові знання про процеси моделювання технологічних схем шахт для визначення параметрів гірничих підприємств.

Саме тому в навчальному посібнику висвітлено основні поняття про процеси та технологію видобування корисних копалин.

Майбутні спеціалісти повинні мати глибокі знання: оцінювати запаси шахтного поля, визначати потужність, термін служби, шахти; обирати систему розробки, її параметри, спосіб і схему розкриття і підготовки шахтного поля для заданих умов, визначати основні параметри обраних схем, в т.ч. побудувати календарний план відробки запасів, проведення капітальних і підготовчих виробок для ярусу, поверху, панелі, горизонту; обирати технологічну схему шахти, включаючи транспорт, підйом, водовідлив, технологічний комплекс поверхні.

В результаті навчання студенти набувають наступні вміння: обирати структуру, режим роботи гірничого підприємства, визначати його параметри; оцінювати фізико-механічні і технологічні властивості гірських порід і обирати систему розробки, спосіб проведення і підтримання підготовчих виробок, визначати параметри системи розробки при підземній розробці; обирати тип системи розробки, розраховувати її параметри, обирати структуру комплексної механізації; обирати типи приствольних дворів, технологічні комплекси шахт для заданих гірничотехнічних умов; застосовувати базові знання про процеси моделювання технологічних схем шахт для визначення параметрів гірничих підприємств.

При підготовці даного посібника були використані кращі зарубіжні та вітчизняні навчально-методичні роботи з технології гірничого виробництва, моделювання процесів технологічних схем шахт, а також власні навчально-методичні розробки та лекції.

Розділ 1

КОРИСНІ КОПАЛИНИ ТА ЇХНЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про технологічні та фізико-механічні характеристики вугілля та вміщуючи пластів а також уміти визначати балансові та промислові запаси корисних копалин, потужність та термін служби шахти.

1.1. Стан і перспективи видобування корисних копалин

Користуватись корисними копалинами (КК) люди почали ще з доісторичних часів, поступово нарощуючи обсяги видобування. Але лише в XIX і особливо в XX ст. відбулося бурхливе зростання промисловості, що призвело до такого ж зростання темпів видобування КК як відкритим, так і підземним способами. Для багатьох руд енергетичної сировини, запаси, розташовані близько до земної поверхні, закінчуються, тому гірничі роботи переходять на більш глибокі горизонти і в першу чергу для цінних руд. В таких країнах як Канада, США, Індія, ПАР гірничі роботи сягнули глибин відповідно 2600 м, 3000 м, 3300 м та 3850 м.

Видобування вугілля в Україні розпочалося у другій половині XVIII ст. На даний час Запорізький залізорудний комбінат добрався до 1000-метрової глибини, а вугільні шахти Донбасу – до 1200...1400 м. Найбільші обсяги підземного видобутку КК мають місце при видобуванні залізної руди та особливо вугілля. В табл. 1.1. наведено розподіл джерел енергетики на нашій планеті за період з 1990 по 2010 роки.

Таблиця 1.1. Розподіл джерел енергетики на нашій планеті

Вид ресурсу	Один. вим.	1990	2000	2010
Вугілля	%	28,9	29,6	22,3
Нафта	%	36,8	34,1	35,3
Газ	%	24,0	26,5	23,1
ГЕС	%	5,4	5,2	6,2
АЕС	%	4,9	4,6	2,3
разом	млн.т ум. пал.	11085	12412	17300

Світові запаси вугілля є найбільшими серед горючих копалин і у перерахунку на горюче паливо складають 66% їх загального обсягу. На нафту припадає 18%, на природний газ – 15%. В Україні ці показники становлять відповідно 95,4% і 2,6%.

У світовому виробництві електроенергії частка вугілля (за даними на 2001 р.) – 39,1%, природного газу – 17,4%; гідроенергії – 17,1%; атомної енергії – 16,9%;

нафти – 7,9%. В Україні частка вугілля у виробництві електроенергії дещо нижча і становить 26%.

Найбільші загальні ресурси вугілля знаходяться в Китаї, США, Росії, Австралії, Канаді, ФРН, ПАР, Німеччині, Польщі, Індії, Україні та ін. країнах, яких при стабільному рівні видобутку достатньо для розробки протягом 218 років, у т. ч. в країнах колишнього СРСР – 500, Африки і Середнього Сходу – 266, Північної Америки – 235, Латинської Америки понад 500, Європи – 158 і азіатсько-тихоокеанського регіону 146 років. В Україні доведені запаси вугілля становлять 33,873 млрд. т (3,9% світових запасів), з яких 15,351 млрд. т антрациту та бітумного вугілля, ще 18,522 млрд. т – лігніту (бурого вугілля) і за прогнозом, при поточному рівні видобутку, таких запасів Україні повинно вистачити на 462 роки.

Обсяг видобування вугілля в окремих країнах за період з 1990 по 2010 рр. наведено на рис. 1.1.

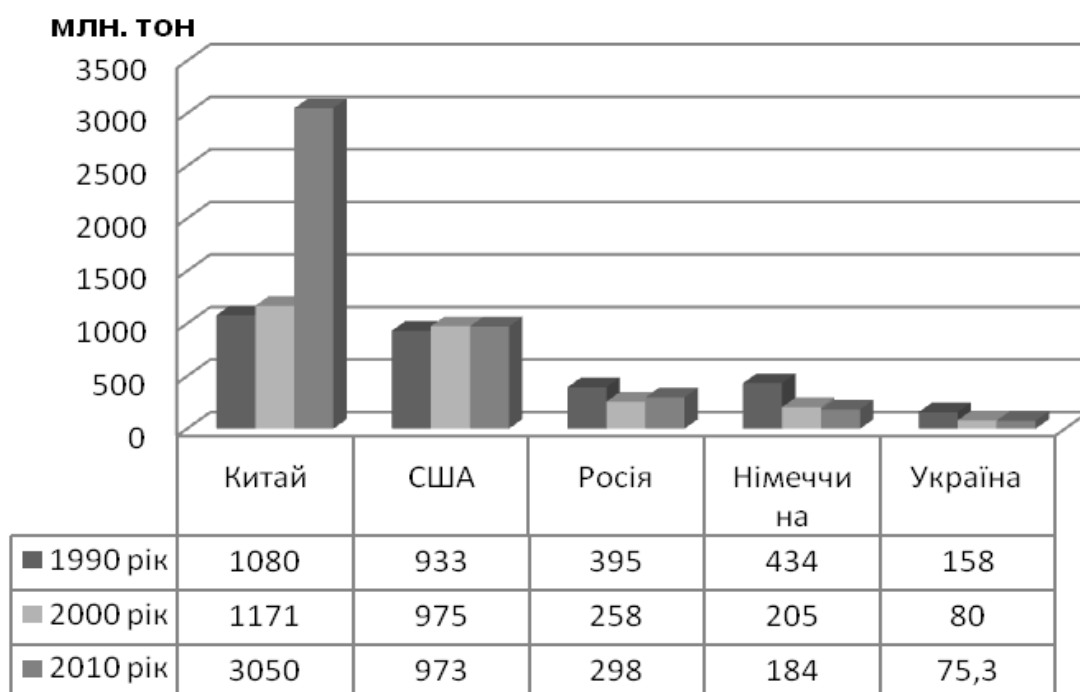


Рис. 1.1. Приріст видобування корисних копалин в деяких країнах світу

За геологічними запасами викопного вугілля Україна посідає перше місце в Європі і восьме місце в світі. Розвідані запаси вугілля в Україні складають близько 50 млрд. т (станом на 1998 р.). Прогнозні запаси – 117 млрд. т, розташовані на глибині до 1500 м, 80% з яких – в пластах потужністю до 1 м. В структурі балансових запасів представлені всі марки від вугілля бурого до високометаморфізованих антрацитів (табл. 1.2).

Географічно вугільні запаси України зосереджені у Донецькій, Луганській, Дніпропетровській, Львівській і Волинській областях. Переважна частка запасів вугілля зосереджена в Донецькому вугільному басейні. Вугілля характеризується порівняно великою зольністю – близько 25% і високою сірчистістю – 2,5%.

Таблиця 1.2. Розвідані та прогнозні запаси вугілля в Україні

Марка вугілля	Питома вага марок вугілля, %	Розвідані запаси, млрд. т	Прогнозні запаси, млрд. т
буре (Б)	6,6 %	3,3	7,72
довгополуменеве (Д)	22,4 %	11,2	26,21
газове (Г)	36,1 %	18,05	42,24
газово-масне (ГМ)	4,1 %	2,05	4,80
масне (М)	4,7 %	2,35	5,50
коксівне (К)	3,1 %	1,55	3,63
пісне спікаюче (ПС)	3,3 %	1,65	3,86
пісне (П)	8,4 %	4,2	9,82
антрацити (А)	11,3 %	5,65	13,22

На даний час в Україні працює 109 шахт, тільки 4 з них (3,7 % від загальної кількості діючих шахт) державної форми власності, працюють менше 30 років з початку вуглевидобутку. Термін експлуатації 17 шахт (15,6 %) становить від 30 до 50 років, 51 шахти (46,8 %) від 50 до 70 років, а 37 шахт (34 %) більше 70 років. Потребують реконструкції 83 шахти із сумарною річною виробничою потужністю 51,6 млн. тонн, після чого їх потужність планують збільшити на 12,5 млн. тонн.

Близько 90% з існуючих шахт небезпечні за метаном, 60% – за вибухами вугільного пилу; 45% – за раптовими викидами; 22% – за самозайманням вугілля. У 2002 р. коефіцієнт травмування складав на 1 млн. т – 26,7 осіб, коефіцієнт смертельного травматизму – 3,3 осіб. Кількість професійних захворювань – 56 тис. осіб.

У програмі перспективного розвитку вугільної галузі закладені наступні параметри: на етапі до 2015 р. обсяг видобутку вугілля прогнозується на рівні 91,7 млн. т на рік, включаючи 63,5 млн. т енергетичного вугілля. На етапі розвитку галузі в період з 2015 р. по 2020 р. обсяг передбачається підвищити до 100 млн. т, включаючи близько 65 млн. т енергетичного вугілля. Підсумковий потенційний рівень видобутку до 2030 р. очікується на рівні 115 млн. т, з яких 75 млн. тонн – енергетичне вугілля.

Вугільна промисловість України постачає свою продукцію для потреб електроенергетики (майже 38% від загального обсягу поставок), коксохімії (22%), населення (11%), комунально-побутових (3%) та ін. споживачів (26%).

Значну роль у забезпеченні електроенергією в Україні відіграє атомна енергетика. За кількістю ядерних реакторів Україна посідає дев'яте місце у світі та п'яте в Європі. На даний час в Україні працюють 4 атомні електростанції з 15 енергоблоками. Найпотужніша з них – це Запорізька АЕС з 6 енергоблоками загальною потужністю – 6000 МВт і є найбільшою в Європі. В 2009 році відсоток ядерної енергетики в Україні склав 48% від усього виробництва електроенергії.

Станом на 2007 рік у світі працювало 439 ядерних реакторів із загальною потужністю 351 ГВт в 31 країні світу. Найбільша частка ядерної енергетики у світі виробляється в США і становить приблизно 28% від світового виробництва. Далі йдуть Франція – 18% та Японія – 12%.

За оцінками МАГАТЕ доля ядерної енергетики залишатиметься до 2030-го року в межах від 12,4% до 14,4% світового виробництва енергії.

Стратегія розвитку енергетики України передбачає збереження до 2030 рр. частки виробництва електроенергії АЕС на рівні, досягнутому у 2005 році, тобто близько половини від сумарного річного виробництва електроенергії в Україні, що становить приблизно 219 млрд. кВт·г. Для забезпечення цих цілей потрібно мати 29,5 ГВт встановленої потужності. Згідно стратегії планується ввести до 2030 року в експлуатацію 20-21 ГВт заміщуючих та додаткових потужностей на АЕС, серед яких 11 нині діючих енергоблоків АЕС і 7 енергоблоків з продовженим понад проектний строком експлуатації. Додатково планується ввести в експлуатацію: до кінця 2016 року 2 ГВт нових потужностей на базі Хмельницької АЕС (3 і 4-й енергоблоки); до 2019-2021 рр. – 6 ГВт потужностей АЕС; у період 2024-2030 рр. заміщуючі та додаткові енергоблоки загальною потужністю 12,5 ГВт. Передбачуваний рівень одиничної потужності нових енергоблоків АЕС буде в межах від 1000 до 1500 МВт на основі енергоблоків із реакторними установками з водою під тиском типу PWR / ВВЕР. Крім цього, в період 2027-2030 рр. планується розпочати будівництво 6,5 ГВт нових потужностей АЕС для введення їх в експлуатацію за межами 2030 року.

Крім паливних (горючих) корисних копалин Україна багата рудними (металевими) та нерудними (неметалевими) корисними копалинами. Перші відомі розробки залізної руди на території України належать до VIII–VII ст. до н.е. (Північне Причорномор'я). Добування залізних болотних та озерних руд почалося за часів Київської Русі на Поліссі та в західній Україні. В широких масштабах промислове добування руди розпочалося в другій половині 19 століття.

На даний час залізорудна промисловість України – це високорозвинена галузь економіки. Основними гірничо-промисловими районами є: Криворізький залізорудний басейн, який дає понад 90% видобутку залізної руди, Кременчуцький залізорудний район (Полтавська обл., Полтавський ГЗК), Білозерський залізорудний район (Запорізька обл., Запорізький ЗРК) та Керченський залізорудний басейн. В межах Кривбасу створені найбільші гірничо-збагачувальні комбінати в Україні – Новокриворізький, Центральний, Південний, Північний, Інгuleцький.

В Україні наприкінці XX ст. добувалося 13,5% від загального обсягу світового видобутку залізної руди. Всього в кінці XX ст. працювало 18 шахт і 11 кар'єрів. Основна продукція гірничодобувних підприємств: багаті руди (Fe 54-61%), концентрат (Fe 63,8-66%), залізорудні окатиші і агломерат. Річний видобуток руди в Україні сягав у 1997 р. 115 млн. т, у 2000 р. – 55,9 млн. т, у 2001 р. – 54,66 млн. т. Виробництво Fe-концентрату в 2001 р. складало 42,29 млн. т, окатишів – 11,99 млн. т, агломерату – 10,92 млн. т.

Україна займає 7-е місце в світі за виробництвом сталі і становить близько 33 млн. т сталі на рік. Стальна індустрія сильно залежить від експорту. У 2001 р. експорт становив 28,7 млн. т сталі (87% видобутку руди). Експорт металу забезпечує 47% надходжень іноземної валюти для країни. Станом на 2000 р. частка України у світовому виробництві заліза складала 4%.

Балансові запаси залізних руд України становлять 32,9 млрд. т, у тому числі розвіданих за категоріями А+В+С1 – 28,3 млрд. т (86%) і попередньо оцінених (категорії С2) – 4,6 млрд. т (14%). Основні ресурси їх зосереджені в Криворізькому

(67,2%) і Кременчуцькому (14,6%) басейнах. На частку Білозерського, Приазовського і Керченського залізорудних районів припадає 18,2%. Балансові запаси родовищ природно багатих залізних руд України складають 1937 млн. т, у тому числі розвіданих за категоріями А+В+С1 – 1464 млн. т (75,6%). Підготовлені для промислового освоєння запаси цих руд забезпечують роботу шахт від 23 до 83 років, у тому числі до запроектованих глибин розробки – від 6 до 46 років.

Розвідані і підготовлені для промислового видобутку підземним способом у полях діючих шахт Кривбасу запаси магнетитових кварцитів – 2603,6 млн. т, у тому числі за категоріями А+В+С1 – 2060,2 млн. т (73,5%).

Забезпеченість шахт цією сировиною коливається від 71 до 251 років, у тому числі в першочергових експлуатаційних поверхах – від 10 до 65 років. Балансові запаси залісистих кварцитів відкритого способу розробки складають 14890,5 млн. т, у тому числі категорій А+В+С1 – 13817,6 млн. т (92,8%), з них неокиснених кварцитів 12196,793 млн. т, окиснених – 1620,774 млн. т.

Гірничозбагачувальні комбінати забезпечені залізорудною сировиною від 59 років (ІнГЗК) до 117 років (ЦГЗК), у тому числі в проектних контурах кар'єрів – від 30 до 50 років. Масова частка заліза в концентраті ГЗК України становить в межах 63-66%, за кордоном – 66-68%.

У світовому виробництві залізної руди Україна входить в десятку лідерів. Світові запаси залізних руд оцінюються в 213,42 млрд. тонн. Найбільш підтверджені запаси (більше 3 млрд. т) мають 11 країн: Росія, Україна, Австралія, США, Канада, Бразилія, Китай, Казахстан, Індія, ПАР, Швеція. Їх сумарна частка у світових підтверджених запасах становить 79,7% (170,1 млрд. т). Основний обсяг виробництва залізорудної сировини (92,2% світової товарної продукції) також припадає на ці 11 країн і Венесуелу. Світовий видобуток залізних руд у 2001 р. склав 931 млн. т. Світові потоки імпорту-експорту залізних руд на початку ХХІ ст. знаходяться на рівні 475 млн. т.

Таким чином, надра України багаті горючими, рудними і нерудними корисними копалинами, раціональне використання яких забезпечить країну цінною енергетичною сировиною на довгі роки.

1.2. Технологічна характеристика вугільних пластів та вміщуючих порід

За походженням вугілля поділяють на 2 групи:

- **гумусове** (гумоліти), утворене із залишків вищих рослин з целюлозою;
- **сапропелеве**, що утворилося в умовах застійних вод з тваринних залишків (має великий вихід летючих речовин).

До складу вугілля входять: вуглець, кисень, водень, азот, сірка та ін.

Стадії утворення вугілля.

Торф – **буре вугілля** (вихід летючих речовин при нагріванні більше 24%) – **кам'яне вугілля** (6-10% летючих речовин) – **антрацит** (до 6-10% летючих речовин).

Марки вугілля (в дужках – російськомовне позначення):

Б – буре

Д – довгополумєневе,

Г – газове,
ГМ – газове масне (ГЖ),
М – масне (Ж),
КМ – коксівне масне (КЖ),
К – коксівне,
ПС – пісне спікаюче (ОС),
СС – слабо спікаюче,
П – пісне (Т),
А – антрацит.

Для коксування найкраща марка К; як домішки використовують ГЖ, Г, ОС.

Вміщуючі породи складаються з осадових порід, переважно з глинистих і піщанистих сланців, піщаників, вапняків. Основні фізико-механічні властивості вугілля і вміщуючих порід:

– міцність (за шкалою Протод'яконова) вугілля – 1...2, порода – здебільшого від 2...4 до 9...11);

Міцність за шкалою проф. Протод'яконова М.М. кількісно оцінюється величиною показника міцності f і чисельно дорівнює 0,1 тимчасового опору на стиск σ (МПа):

$$f = 0,1 \sigma.$$

В залежності від величини цього коефіцієнта усі породи розподілені на 10 категорій. До першої категорії відносяться дуже міцні породи з коефіцієнтом міцності $f = 20$ - це найбільш міцні, щільні і в'язкі кварцити і базальти. До 9 категорії відносяться сипкі породи $f = 0,5$ - пісок, насипні ґрунти і неміцне вугілля. До 10 категорії - пливуні з $f = 0$.

– вологість: буре вугілля 17-68%, антрацит 3,5-6%, інше вугілля 6-18%;

– об'ємна маса (щільність): $\gamma_{\text{буре}} = 1,25 \text{ т/м}^3$, $\gamma_{\text{кам'яне}} = 1,25-1,35 \text{ т/м}^3$, $\gamma_{\text{антрацит}} = 1,36-1,7 \text{ т/м}^3$; порід – 2,2...2,6 т/м^3 ;

– опір різанню;

В основному опір різанню застосовується при виборі видобувних машин і чисельно дорівнює зусиллю, необхідному для зняття стружки стандартним різакм шириною 1см (A_p , кН/м).

– тріщинуватість.

Характеристики пластів за потужністю:

<0,3 м – прошарки,

до 0,7 м – надтонкі,

0,7-1,2 м – тонкі,

1,21-3,5 м – середні,

>3,5 м – потужні.

Структура пластів (рис. 1.2):

- проста (покрівля – пласт-підосва);

- складна (з прошарками).

Потужність вугільних пластів на шахтах України складає 0,5-4 м (середня 1,1 м). Для порівняння у Великобританії – 1,4 м, Франції – 1,63 м, в Німеччині – 1,78 м.

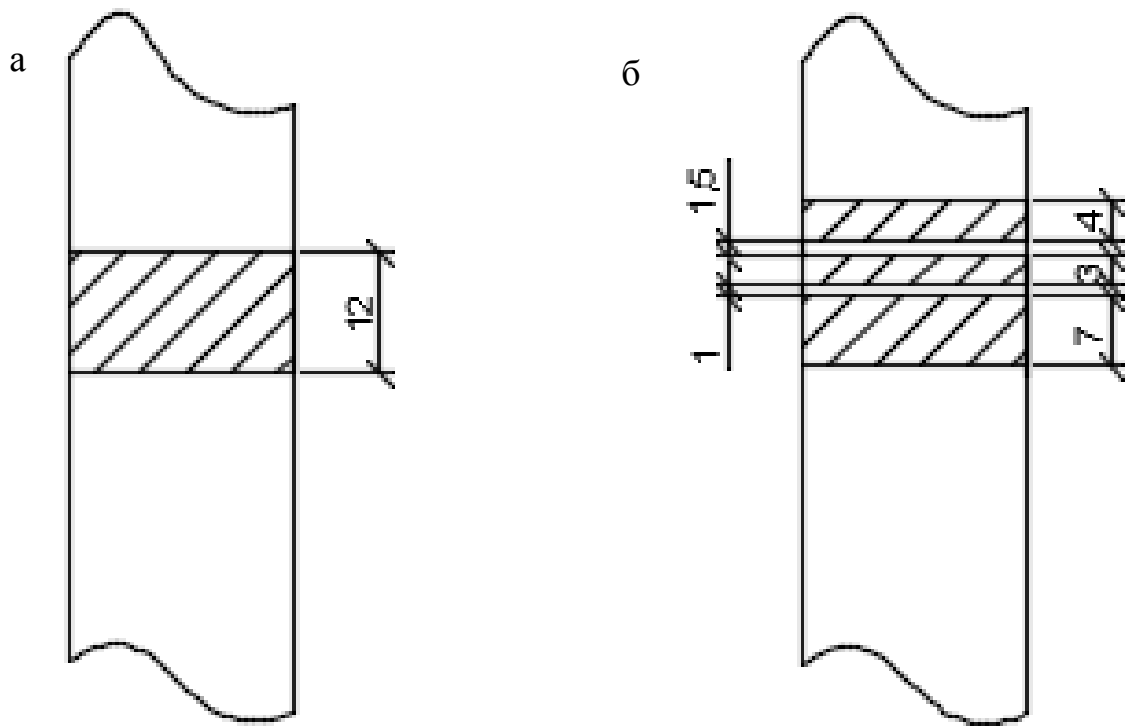


Рис. 1.2. Структура пласта: а – проста, б – складна.

Положення пласта в просторі визначається елементами залягання: *простяганням і падінням*. *Простяганням* пласта називають напрям лінії перетину підосви або покрівлі пласта з горизонтальною площиною. Під *падінням* пласта розуміють нахил його до горизонтальної площини. Лінія падіння - це лінія схилу, вона завжди перпендикулярна до лінії простягання пласта в даній площині (рис.1.3).

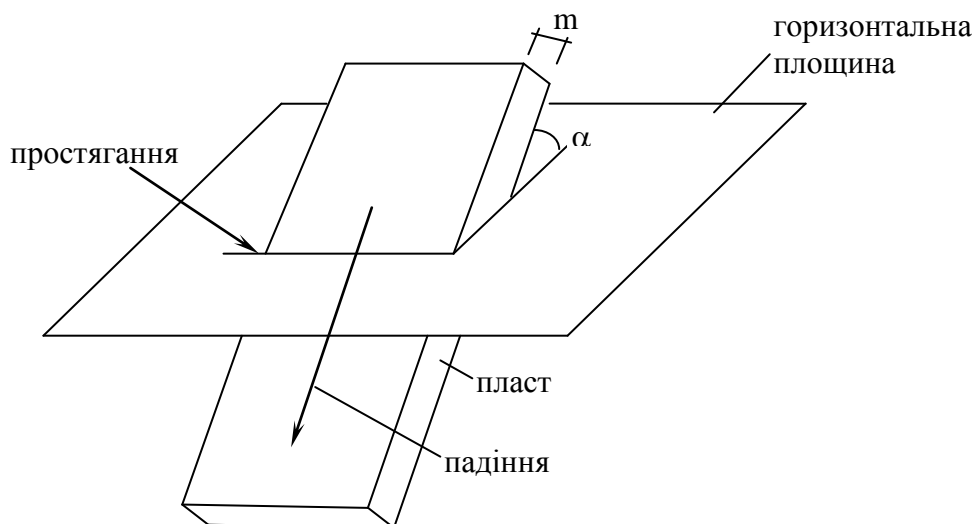


Рис. 1.3. Елементи залягання пласта: α – кут падіння пласта, m – потужність пласта

На сьогодні користуємося двома класифікаціями вугільних пластів за кутом падіння. Перша:

- 0-2° – горизонтальне,
- 2-25° – полого,

25-45° – похиле,
45-90° – круте.

Друга (за “Правилами технічної експлуатації”):

пологе падіння – до 18°,
похиле – 19-35°,
крутопохиле – 36-55°,
круте – 55-90°.

Умови залягання характеризуються також такими гірничогеологічними параметрами, як глибина залягання, стійкість вміщуючих порід, зближеність пластів, газоносність, викиднебезпечність, водоприплив та ін.

1.3. Газодинамічні явища в гірничих виробках

Крім фізико-механічних властивостей порід для їх характеристики використовують і інші властивості, які значно впливають на вибір техніки і технології видобутку. До таких властивостей порід відносять газоносність, вибуховість пилу, схильність порід до раптових викидів, гірничих ударів.

В процесі утворення вугілля в породах і тріщинах накопичується значна кількість окремих летючих речовин: метану CH_4 , вуглекислого газу CO_2 , азоту N_2 , інших газів. Найбільш поширеним і небезпечним з цих газів на шахтах є метан, об'єм якого (при приведенні до атмосферного тиску) в декілька разів перевищує об'єм вугілля, в якому він знаходиться. Кількість газу, що міститься в одиниці об'єму, називають природною метаносністю (газоносністю), величина її може досягати 30-40 $\text{м}^3/\text{т}$. З повітрям метан може утворювати горючу та вибухову суміш. При вмісті метану у повітрі 5-6% – він не горить та не вибухає, 6-14% – горить та вибухає, Найпотужніший вибух досягається при вмісті 9,5% метану. За величиною відносного метановиділення вугільні шахти поділяють на 5, а рудники на 4 категорії (таблиця 1.3). Гірничі роботи на шахтах, що віднесені до небезпечних за газом, проводять з додатковими (в порівнянні з негазовими шахтами) заходами.

Таблиця 1.3. Категорії шахт та рудників за відносним метановиділенням

Категорія	Відносне метановиділення	
	шахти, $\text{м}^3/\text{т}$	рудники, $\text{м}^3/\text{м}^3$
I	до 5	до 7
II	5 – 10	7 – 14
III	10 – 15	14 – 21
надкатегорійні	15 і більше	21 і більше
небезпечні по раптовим викидам	шахти з викидами породи (гірські удари)	–

Вугільний пил також може бути *вибухонебезпечним*. У цьому випадку шахту відносять до небезпечних за вибуховістю вугільного пилу.

Раптові викиди вугілля і газу можуть з'являтися на певній глибині. Найчастіше вони трапляються на пластах з незначною міцністю вугілля, низькою

газопроникливістю при наявності значної кількості метану (або вуглекислого газу), в районах геологічних порушень і супроводжуються викидом у виробку значної кількості газу і подрібненого вугілля (до кількох тисяч тон). При цьому миттєво знижується вміст кисню у виробці - найбільш небезпечний наслідок викиду. При виїмці пластів, схильних до такого роду явищ, виконуються спеціальні заходи, що попереджують викид або викликають викид в заданий проміжок часу.

Гірські удари також, як правило, виникають на значних глибинах у виробках з міцними породами внаслідок перерозподілу напруги в окремих частинах оголеного виробкою масиву і супроводжуються швидким відокремленням (стрілянням), в деяких випадках зі звуковим ефектом, окремих кусків породи, що може призвести до травмування людей, руйнування елементів кріплення.

1.4. Запаси корисних копалин, порядок їх вимірювання. Потужність і термін служби шахти.

З 1902 року існує класифікація запасів корисних копалин з поділом на: промислові, геологічні та прогнозовані.

З 1958 року вона доповнена врахуванням технологічної і економічної доцільності їх видобування.

На сьогодні маємо такі класифікації.

1. Класифікація за ступенем розвіданості:

А – детально розвідані і вивчені за допомогою гірничих виробок, відомі всі дані про якість;

В – менш розвідані, відомі лише основні особливості залягання і якості корисної копалини;

C_1 – запаси, встановлені як по проведених окремих розвідувальних виробках, так і з використанням методу інтерполяції тощо;

C_2 – запаси, виявлені по загально геологічних ознаках і геофізичних зйомках.

2. Класифікація за ступенем використання:

- балансові;

- забалансові.

До *балансових* відносять такі запаси, які можна раціонально використати при існуючому розвитку техніки і технології. *Забалансові запаси* - це такі, які в даний час нерационально використовувати. Та частина балансових запасів, яка підлягає безпосередньому виїманню, називається *промисловими запасами*. Частина балансових запасів, яка не підлягає виїманню, відноситься до *втрат*, їх підрозділяють на загальношахтні і втрати від геологічних і гідрогеологічних умов.

Вихідними даними для підрахунку запасів є:

- площа розповсюдження кондиційних запасів по окремих пластах в межах шахтного поля та його частин, S_i ;

- потужність кожного пласта (повна та виїмальна), m_i ;

- об'ємна маса вугілля, γ_i .

Попередньо на графіках виділяють контури запасів за категоріями.

Балансові запаси:

$$Z_0 = \sum_{n=1}^n \delta_1 \cdot p_1 = \sum_{n=1}^n (S_1 \cdot m_1 \cdot \gamma_1) \cdot,$$

де $p = m\gamma$ – продуктивність пласта.

Промислові запаси:

$$Z_n = Z_0 \cdot \kappa_0,$$

де κ_0 – коефіцієнт використання балансових запасів.

Потужність і термін служби шахти.

$$A_{ш} = f(Z_n, A_L, \kappa_i, E_k),$$

де A_L – навантаження на лаву,

κ_i – вид вугілля,

E_k – коефіцієнт ефективності капітальних вкладень.

$$A_L = F(m, L_L, \alpha, I_{2B}, f_{порід}).$$

Потужність шахти приймається стандартною (тобто значення повинно бути кратним 0,3 млн.т): 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,1; 2,4; 3,0; 3,6 млн.т.

Термін служби залежить від величини промислових запасів, потужності і терміну на освоєння проектної потужності та затухання роботи шахти:

$$T = \frac{Z_n}{A_{ш}} + t_{розвитку, затухання} \cdot$$

Запитання для самоперевірки

1. Охарактеризуйте стан сьогодення з видобування корисних копалин?
2. Охарактеризуйте можливі перспективи видобування корисних копалин в Україні?
3. Які компоненти входять до складу вугілля?
4. На які групи поділяють вугілля за походженням?
5. Які стадії утворення вугілля ви знаєте?
6. На які марки поділяється вугілля? Охарактеризуйте їх?
7. Охарактеризуйте основні фізико-механічні характеристики вугілля та вміщуючи порід?
8. Які існують структури залягання пластів?
9. Як поділяються пласти за потужністю?
10. Які існують класифікації пластів за кутом падіння?
11. Які газодинамічні явища ви знаєте?
12. Які існують категорії шахт за метановиділенням?
13. Які існують категорії рудників за метановиділенням?
14. Як впливає метановиділення на повітряну суміш підземних виробок?

- 15. Які існують запаси корисних копалин?*
- 16. Охарактеризуйте запаси корисних копалин за ступенем розвіданості?*
- 17. Охарактеризуйте запаси корисних копалин за ступенем використання?*
- 18. Як визначаються балансові запаси корисних копалин?*
- 19. Як визначаються промислові запаси корисних копалин?*
- 20. Як визначається річна потужність шахти?*
- 21. Від чого залежить і як визначається термін служби шахти?*

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про сучасний стан та перспективи розвитку корисних копалин; технологічні характеристики вугілля та вміщуючих порід; газодинамічні явища в гірничих виробках; запаси корисних копалин та порядок їх підрахунку.

Забезпечуються наступні навчальні цілі: знання класифікацій пластів за потужністю, кутом падіння, шахтних полів за ступенем розвіданості та ступенем використання; вміння визначати балансові і промислові запаси корисних копалин а також річну потужність та термін служби шахти.

Розділ 2

РОЗКРИТТЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен знати способи розкриття шахтного поля, уміти вибрати місце розташування головного та допоміжного стволів.

2.1. Поняття про розкриття шахтного поля. Класифікація.

Розкриттям (системою розкриття) шахтного поля називають проведення комплексу гірничих виробок, які відкривають доступ із земної поверхні до корисної копалини і забезпечують можливість проведення виробок для підготовки всього шахтного поля або його значної частини до виймання.

Система розкриття шахтного поля складається зі схеми і способу розкриття. **Схемою** розкриття шахтного поля називають просторове розташування комплексу розкривних виробок відносно шахтного поля, тобто графічне зображення системи розкриття.

Способом розкриття шахтного поля називають розташування системи розкривних виробок в просторі відносно елементів залягання пласта (вертикальне, горизонтальне, похиле) і їх функціональне призначення.

Класифікація схем розкриття проводиться за двома ознаками:

- за розташуванням головних розкривних виробок щодо меж шахтного поля;
- за кількістю розкривних горизонтів, які формують основні вантажопотоки корисної копалини в шахті.

Виходячи з існуючих умов діючих шахт **за першою ознакою знайшли застосування такі схеми розташування стовбурів (схеми розкриття)** в межах шахтного поля, блока (рис. 2.1):

- а) центрально-подвоєна: головний і допоміжний стовбури – в центрі шахтного поля і виконують роль, відповідно, вентиляційного і повітроподавального стовбурів;
- б) центрально-віднесена: головний (часто і допоміжний) стовбури – в центрі шахтного поля, вентиляційний – винесено по центру поля до його верхньої межі;
- в) флангова (діагональна): головний (часто і допоміжний) стовбури – в центрі шахтного поля, вентиляційні – винесено по флангах поля до його верхньої межі;
- г) блокова: повітроподавальний стовбур (для центрального блока – головний і допоміжний стовбури) – в центрі блока, вентиляційні – винесено по центру блоків до їх верхньої межі. При погоризонтній підготовці для кожного з блоків може бути застосована центрально-подвоєна схема розташування повітроподавального і вентиляційного стовбурів.

Центрально-подвоєну схему розкриття (вентиляції) застосовують для негазових шахт та газових шахт при кутах падіння до 10^0 при поверховій підготовці пологих і похилих пластів.

Центрально-віднесену схему застосовують для газових шахт, в першу чергу при кутах падіння понад 10^0 при поверховій підготовці пологих і похилих пластів, а також для центральних бремсбергових панелей.

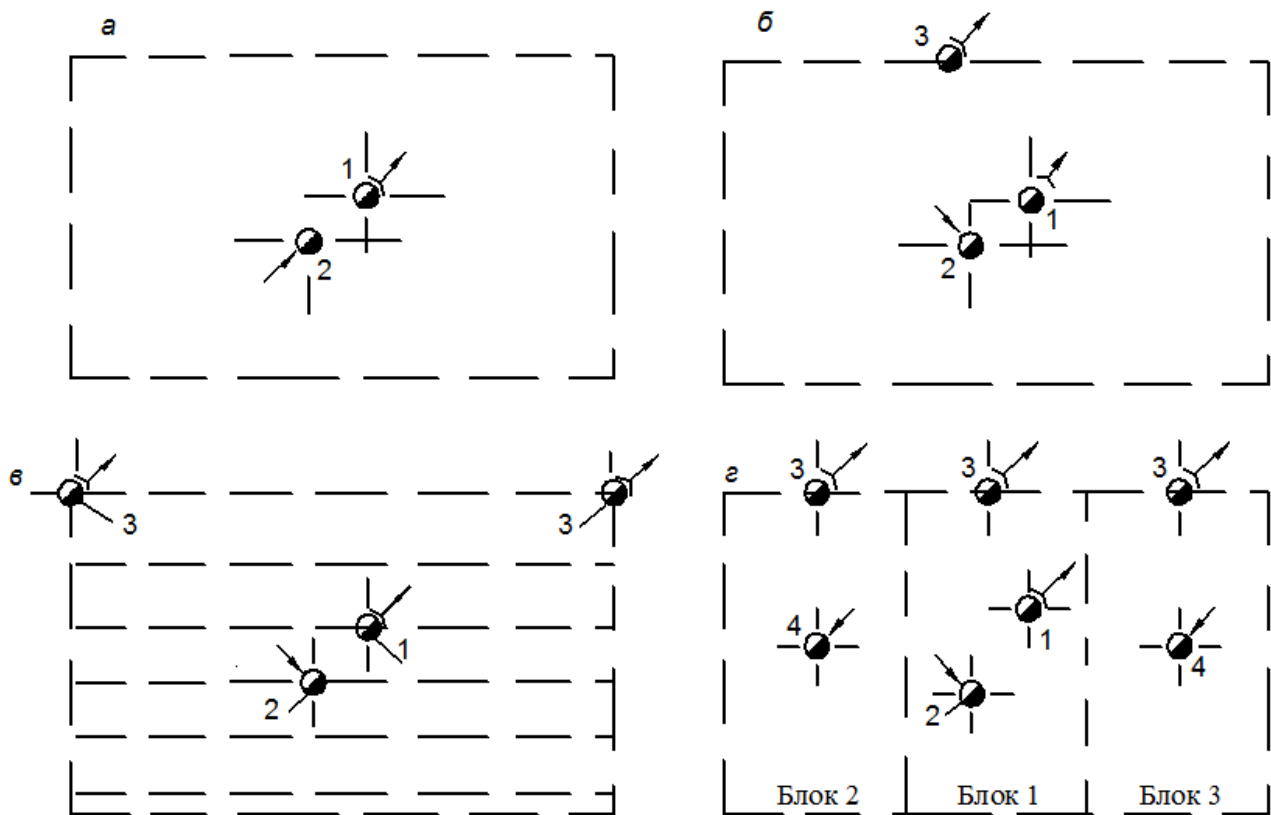


Рис. 2.1. Схеми розкриття (схеми вентиляції) шахтного поля:

а – центрально-подвоєна; *б* – центрально-віднесена; *в* – флангова (діагональна); *г* – блокова;
1, 2 – головний і допоміжний стовбури, 3, 4 – вентиляційний і повітроподавальний стовбури

Діагональну (флангову) схему застосовують в тих же умовах, але для панельної підготовки при погоризонтній підготовці шахтного поля або при кутах $\alpha \leq 10^0$.

Для флангової схеми розкриття при погоризонтній схемі підготовки можливе застосування іншого варіанта вище відміченої схеми розкриття – з розташуванням вентиляційних стовбурів біля меж шахтного поля вздовж осі головних штреків.

Досить часто на діючих шахтах застосовують комбінації вказаних схем розкриття.

За числом горизонтів, з яких підіймають корисну копалину:

- одnogоризонтні – рис. 2.2, д...к; рис. 2.3, д, е;
- багатогоризонтні – рис. 2.2, а...г; рис. 2.3, а...г, ж.

Класифікація способів розкриття дозволяє враховувати напрям головних розкриваючих виробок, напрям і функціональне призначення допоміжних розкриваючих виробок.

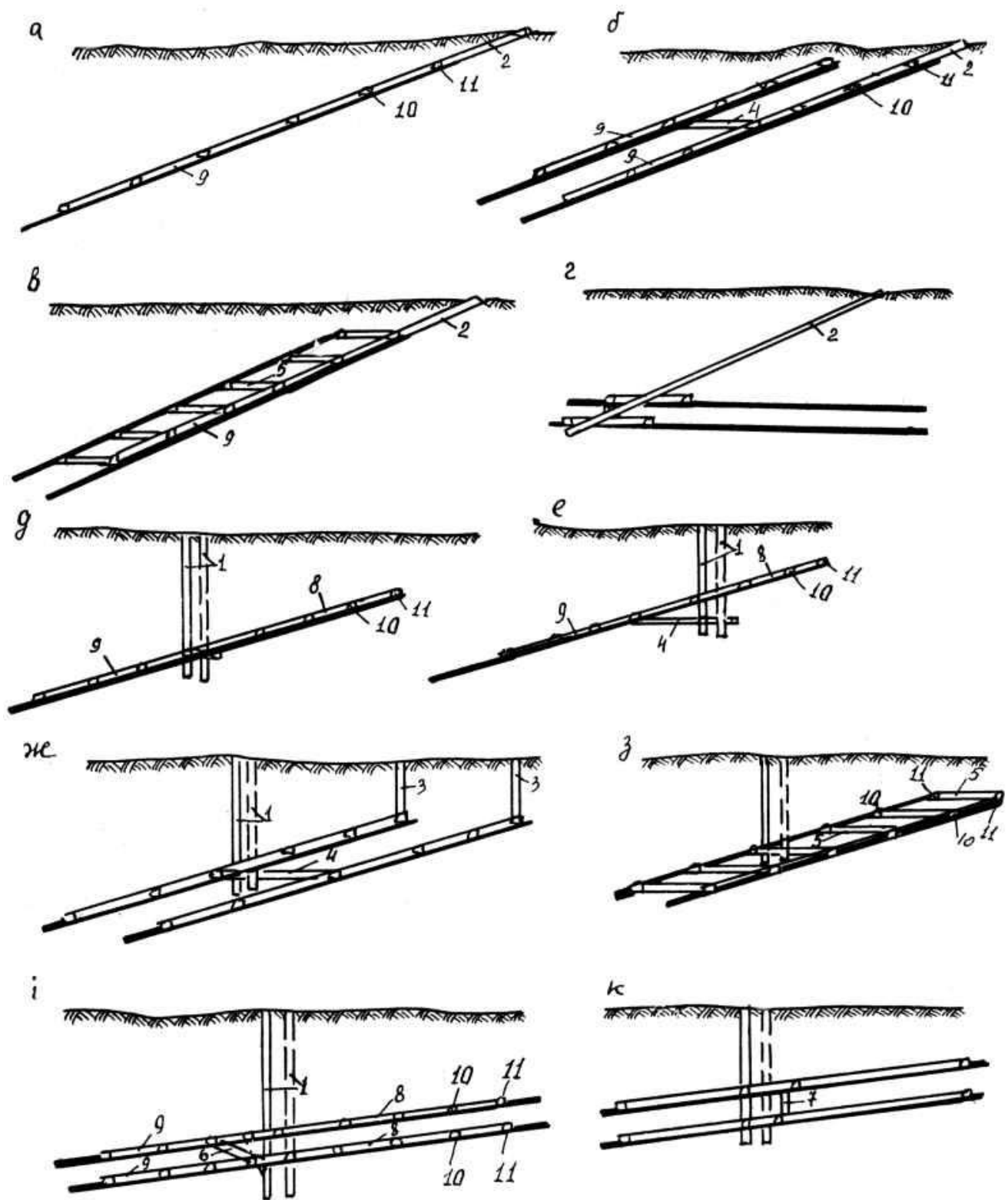


Рис. 2.2. Схеми розкриття пластів похилими (а - е) і вертикальними стовбурами (д - к); 1 – головний і допоміжний вентиляційні стовбури; 2 – похилий стовбур; 3 – вентиляційний стовбур; 4, 5, 6 – капітальні, поверхові і похилі кверцлагі; 7 – гезенки; 8 – бремсберг; 9 – похил; 10, 11 – відкотні (конвеєрні) і вентиляційні штреки

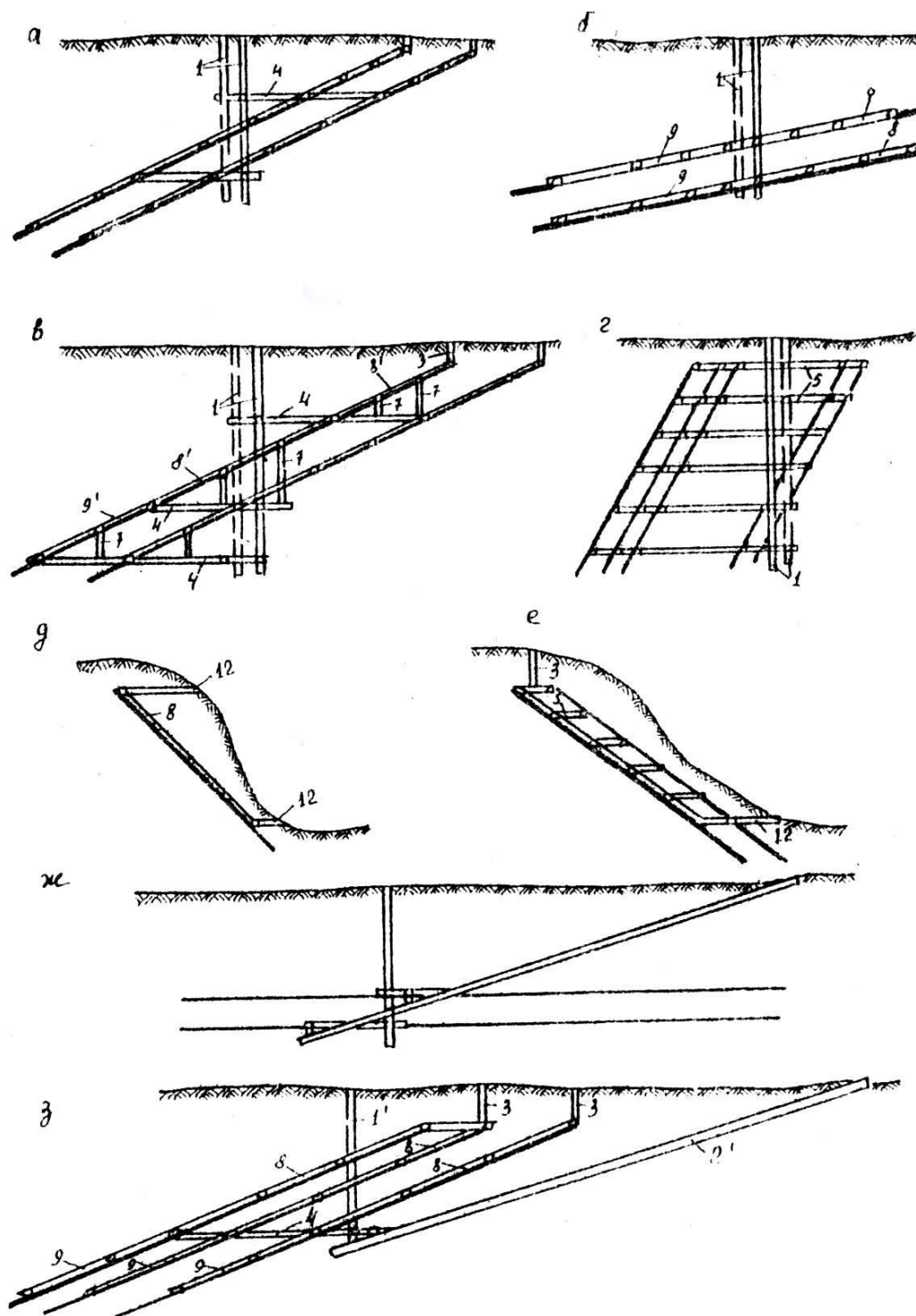


Рис. 2.3. Схеми розкриття пластів: *a...z* – вертикальні стовбури; *д* – штольні; *е...з* – комбіновані; *12* – штольні; *4* – горизонтні (капітальні) квершлаги; інші – див. рис. 2.2

1) В залежності від типу головних розкривних виробок розрізняють розкриття:

- вертикальними стовбурами;
- похилими стовбурами;
- штольнями;
- комбінацією цих способів.

2) В залежності від числа пластів, що розкриваються головними виробками:

- розкриття окремого пласта,
- розкриття світи пластів.

3) В залежності від наявності допоміжних розкривних виробок:

- без додаткових розкривних виробок (рис. 2.2, а, г, д; рис. 2.3, б, д, ж);
- з додатковими виробками:
 - капітальними квершлагами (рис. 2.2, б, е, ж; рис. 2.3, з);
 - похилими квершлагами (рис. 2.2, і);
 - капітальним гезенком (рис. 2.2, к; рис. 2.3, г);
 - погоризонтними квершлагами (рис. 2.3, а);
 - поверховими квершлагами (рис. 2.3, е).

Крім вказаних вище комбінацій варіантів розкриття основними та допоміжними розкривними виробками, для світи двох і більше пластів при розкритті суміжних пластів застосовують і інші варіанти, серед них досить часто варіанти з використанням поверхових (ярусних) квершлагів (рис. 2.2, в, з; рис. 2.3, е).

2.2. Способи розкриття пластів вертикальними стовбурами

Це найпоширеніші способи, особливо з переходом на глибокі горизонти. Застосовують їх як з одnogоризонтними схемами розкриття, так і з багатогоризонтними.

Одногоризонтні схеми розкриття знайшли застосування найчастіше до 18^0 і більш рідко на пластах з кутами падіння $18...35^0$ та розмірах шахтного поля по падінню до 2...2,5 км. У цьому випадку на рівні основного горизонту проводять пристовбурні двори. Головні стовбури проводять на 20...40 м глибше основного горизонту з метою розташування бункерів розвантажувальних пристроїв.

Допоміжні стовбури проводяться на 7 м нижче горизонту для збору води.

Способи розкриття з капітальними квершлагами застосовують для розкриття як одиночних, так і світи пластів та передбачають застосування бремсбергів і похилів. Довжина конвеєрних бремсбергів і похилів не обмежується, а довжина похилих виробок з канатною відкаткою при кутах нахилу до $30...35^0$ обмежується величиною 1000...1200 м.

Багатогоризонтні способи розкриття застосовують у таких випадках.

1) При α до $10...12^0$, коли відстані між пластами більше 100...200 м, пристовбурні двори необхідно облаштовувати на кожному горизонті (пласті).

2) При кутах падіння до 30^0 (рис. 2.2, д-з). Якщо розміри шахтного поля по падінню не більше 2,4 км, то можна обійтись без додаткових розкривних виробок (2.3, б). При більших розмірах проводять додаткові виробки (погоризонтні квершлагги, рис. 2.3, а, в).

При розкритті світи далеко розташованих пластів на пологому падінні з використанням бремсбергів, похилів їх проводять по кожному з пластів. Якщо пласти розташовані близько, то капітальні бремсберги, похили проводять по одному

з пластів (зазвичай, по нижньому) або польовими по стійких пустих породах. Інші пласти розкривають поверховими або ярусними квершлагами.

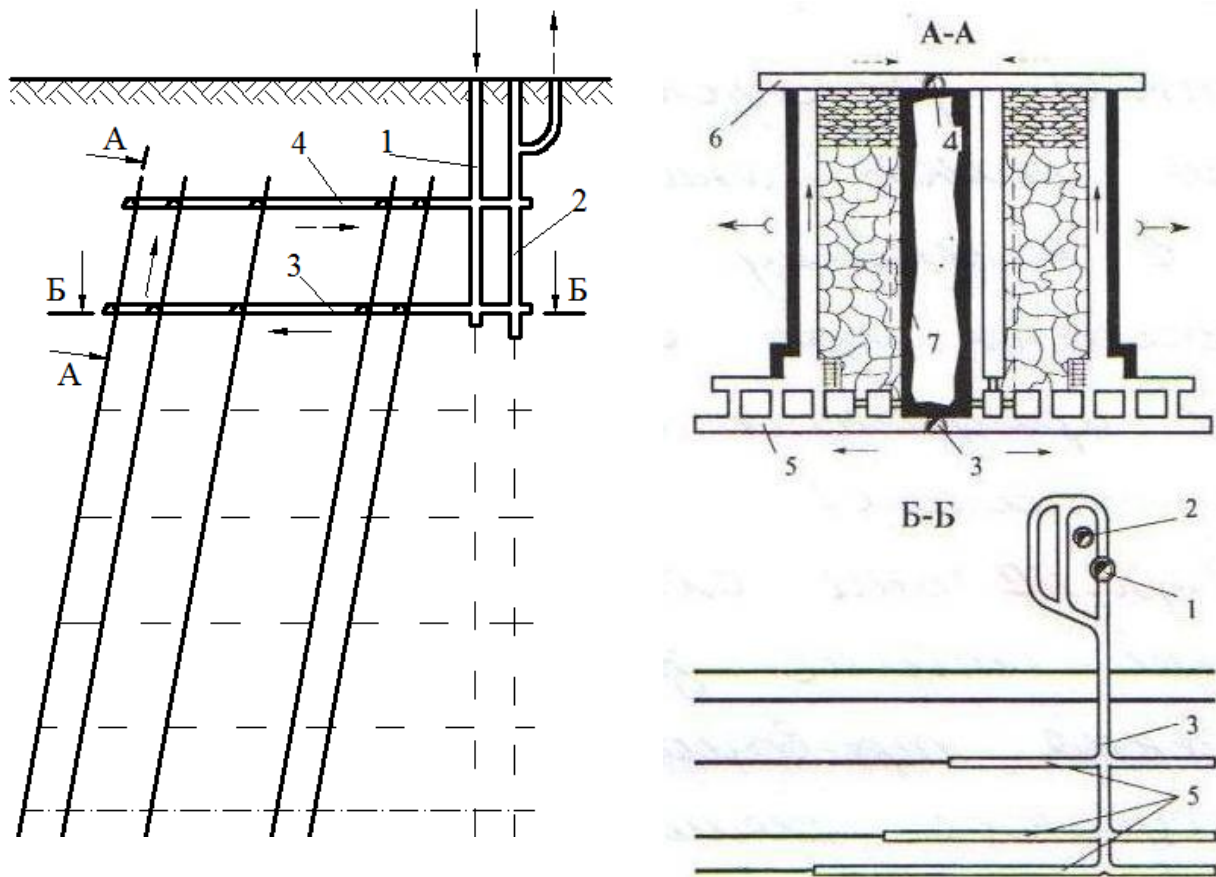


Рис. 2.4. Схема розкриття, системи підготовки і розробки шахтного поля для світи крутих пластів: 1, 2 – допоміжний та головний стовбури; 3, 4 – відкотний та вентиляційний поверхові квершлагаи; 5, 6 – відкотний та вентиляційний поверхові штреки; 7 – розрізна піч

При розкритті світи пластів з кутами $\alpha \leq 10...12^\circ$ і погоризонтному способі підготовки широко застосовують систему розкриття вертикальними стовбурами з капітальними гезенками – для далеко розташованих пластів або дільничними гезенками 7 (рис. 2.3, к) – для близько розташованих. Головний стовбур працює як для одногогоризонтних схем, а допоміжний – як для багатогоризонтних.

Для шахт небезпечних за газом при $\alpha > 10^\circ$ забороняється низхідний напрям вихідного струменя, тому у верхній частині шахтного поля обов'язково проходять вентиляційні шурфи або стовбури, а для світи пластів на глибоких горизонтах – вентиляційні стовбури з вентиляційними квершлагами.

3) При кутах більше $30...35^\circ$ для схем розкриття двома вертикальними стовбурами і поверховими квершлагами (рис. 2.4). В останньому випадку відпадає необхідність застосування ступінчатого транспорту з використанням бремсбергів і похилів, тобто основний і допоміжний транспорт електровозний, який і забезпечує доставку вугілля, породи, обладнання та людей. Значно спрощується і вентиляційна мережа.

Однак при таких способах розкриття різко збільшується кількість пристовбурних дворів, необхідно також проводити поверхові квершлагаи.

Одночасно в експлуатації знаходиться, зазвичай, один горизонт, що при невеликій кількості пластів зменшує фронт очисних робіт і термін відробки одного горизонту. Для переходу на новий горизонт поглиблюють стовбури, проводять виробки пристовбурного двору, потім проводять виймальні штреки. Перехід з поверху на поверх ускладнює роботу підйому, знижує його продуктивність на 20-30%. Ускладнюється також і вентиляція шахти. Суттєвого збільшення висоти поверху і терміну його служби у цих випадках досягають шляхом поділу поверху на підповерхи з передачею корисної копалини на основний відкотний горизонт через скати.

При відпрацюванні круто похилих і крутих пластів у низхідному порядку розкриваючи поверхові квершлагги проводять до верхніх пластів, від яких починають проходку пластових індивідуальних чи групових поверхових штреків.

2.3. Способи розкриття пластів похилими стовбурами

Ці способи знайшли застосування при неглибокому заляганні пластів з кутами нахилу $\alpha = 6...25^{\circ}$ з розмірами шахтного поля за простяганням до 4...6 км і за падінням – до 2,4 км. Для пластів з кутами $25...35^{\circ}$ застосовуються більш рідко. Розкриття проводять не менше ніж трьома стовбурами (головним, допоміжним, людським). Відстань між ними не менше 30 м (рис. 2.5).

Головні стовбури з кутом нахилу до $16...18^{\circ}$ обладнують стрічковими конвеєрами. При більших кутах падіння ці стовбури обладнують скіпами з канатним підйомом, або ж їх проводять польовими з кутом нахилу до $16...18^{\circ}$.

Допоміжний похилий стовбур обладнують кінцевою канатною відкаткою і використовують для спуску-підйому матеріалів, породи. Похила довжина стовбурів з канатною відкаткою не більше 1200 м.

Людський похилий стовбур обладнують спеціальними вагонетками з дахом і сидіннями для доставки людей, його часто використовують для вихідного струменя повітря. За допомогою вентиляційного каналу людський стовбур з'єднують з головною вентиляційною установкою. Сторону стовбура, передбачену проектом для переміщення людей, обладнують сходами і перилами у відповідності з вимогами ПБ для виходу робітників на поверхню в аварійних ситуаціях.

Допоміжний і головний стовбури використовують для подачі свіжого повітря. При проведенні стовбури періодично з'єднуються збійками. Від стовбурів на рівні поверхів нарізають штреки (відкотні і вентиляційні). При суцільній системі розробки розрізну піч проводять на відстані 40-50 м від стовбурів і там монтують обладнання для очисного вибою. Крім вказаних виробок, на горизонті відкотного штреку влаштовують водозбірники, насосні камери, гараж, зарядні (якщо шахта газова і заборонена відкатка контактними електровозами), склади вибухових матеріалів.

На шахтах зі значним метановиділенням, крім вказаного варіанта розкриття, проводять додатковий вентиляційний стовбур (рис. 2.6).

Похилі стовбури часто проводять не на повну довжину, а на два поверхи, а потім в період експлуатації поглиблюють. В похилій частині шахтного поля з поверховою підготовкою проводять, як і при розкритті вертикальними стовбурами, три капітальні похили. Для зменшення кількості заїздів і пристовбурних дворів застосовують системи підготовки з поділом поверху на підповерхи. Для розкриття світи похилих пластів стовбури проводять по нижньому пласту при наявності там

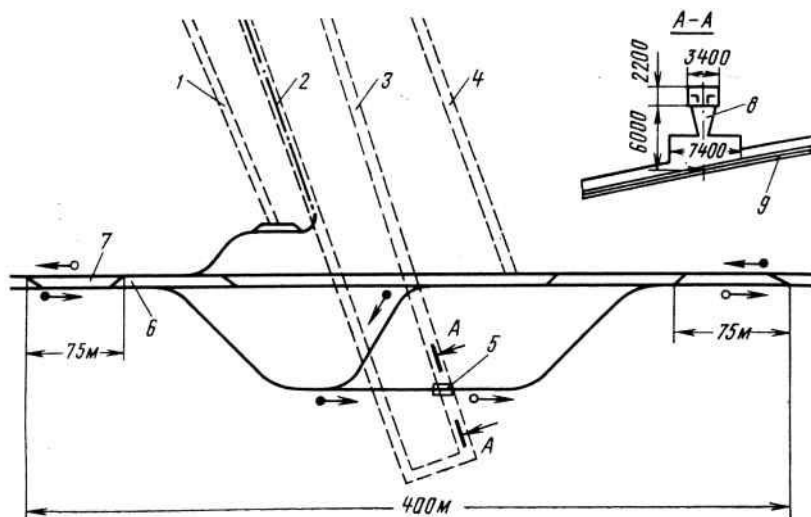


Рис. 2.6. Схема пристовбурного двору з похилими стовбурами і конвеєрною видачею вугілля: 1 – людський стовбур; 2 – допоміжний стовбур; 3 – конвеєрний стовбур; 4 – вентиляційний стовбур; 5 – місце для розвантаження; 6 – головний відкотний штрек; 7 – роз'їзд; 8 – бункер; 9 – стрічковий конвеєр

стійких вміщуючих порід. При відсутності таких порід стовбури проводять по пустих породах (в підшві нижнього пласта) або по одному з верхніх пластів.

Головний похилий конвеєрний стовбур проходять по пласту, коли кут падіння пласта не перевищує $16...18^{\circ}$, а вміщуючі породи – не нижче середньої стійкості. Якщо ж кут падіння пласта перевищує $16...18^{\circ}$ або вміщуючі породи нестійкі, то конвеєрний стовбур проводять по більш стійких пустих породах. Для перевантаження вугілля, яке поступає з відкотного штреку у вагонетках на конвеєр головного стовбура на обхідній виробці, передбачають перекид 5 з бункером (рис. 4.6). Транспортування корисної копалини по похилому стовбуру скіпами малопродуктивне і застосовується на старих шахтах при невеликій їх потужності (300...600 тис. т/рік) та при кутах нахилу стовбура $\alpha > 16...18^{\circ}$.

Розкриття світи похилих далеко розташованих пластів проводиться з використанням капітального квершлагоу (рис. 4.2, б) або окремими похилими стовбурами, а близько розташованих – поверховими квершлагами (рис. 4.2, в).

2.4. Розкриття шахтних полів штольнями

Розкриття штольнями застосовується в гірській місцевості (рис. 2.3, д), коли вертикальні чи похилі стовбури неможливо або недоцільно застосувати. Устя штольні розташовують в такому місці, щоб там можна було облаштувати

промислову площадку з необхідними технологічними спорудами, під'їзними шляхами для залізничного, автомобільного транспорту чи канатних підвісних доріг. Це місце не повинно затоплюватись при паводках, має бути лавинобезпечним.

Для розкриття використовують дві штольні: головну і допоміжну, які виконують ролі головного і допоміжного стовбурів. Транспортування корисної копалини відбувається по головній штольні з використанням локомотивної відкатки або стрічкових конвеєрів. Допоміжний транспорт переважно локомотивний.

При розкритті світи пластів штольні виконують роль капітальних квершлагів. Подальший розвиток мережі підземних виробок, застосування тих чи інших систем розкриття шахтного поля, схем вентиляції, систем розробки залежить від гірничотехнічних умов шахти.

2.5. Комбіновані способи розкриття

В залежності від конкретних гірничотехнічних умов застосовують комбінації тих чи інших способів розкриття.

Вертикальні і похилі стовбури (рис. 2.3, ж, з). Головний похилий стовбур обладнують конвеєрами, а для допоміжних операцій використовують допоміжний вертикальний стовбур. Застосовують таку комбінацію у таких випадках:

- при горизонтальному заляганні на невеликих глибинах (на буровугільних шахтах);
- при розкритті похилих пластів на глибоких горизонтах при реконструкції шахт значної потужності (понад 1,5 млн. т/рік). У цьому випадку похилий стовбур подовжують на глибину 500-600 м (рис. 2.3, з).

Комбінацію розкриття **штольними і вертикальними стовбурами** застосовують в гірській місцевості. При цьому вертикальні стовбури використовують в якості вентиляційних.

2.6. Порівняння способів розкриття

Вибір того чи іншого способу розкриття виконують комплексно з вибором системи підготовки шахтного поля, технологічної схеми транспорту, схеми провітрювання на основі техніко-економічної оцінки прийнятих варіантів і параметрів розкриття. Крім кінцевих економічних показників (собівартості, приведених витрат та ін.), використовують також локальні показники: об'єм підготовчих виробок і витрати на їх проведення, термін проведення виробок, витрати на підтримання виробок, транспортування і вентиляцію тощо.

При порівнянні переваг і недоліків способів розкриття похилими і вертикальними стовбурами встановлено наступне:

○ **перевагами способів розкриття похилими стовбурами є:**

- зменшення об'єму виробок і вартості їх проведення на момент здачі шахти в експлуатацію;
- менший термін введення шахти в експлуатацію;
- можливість повної конвеєризації доставки корисної копалини від вибою до поверхні;

○ **недоліки розкриття похилими стовбурами:**

- набагато більша довжина головних розкривних виробок і пов'язані з цим витрати на підтримання;
- незначна пропускна здатність допоміжних стовбурів;
- необхідність проведення додаткового людського стовбура;
- при кутах $\alpha > 16...18^0$ або при горизонтальному заляганні пластів головні похилі стовбури необхідно проводити польовими;
- значний аеродинамічний опір похилих стовбурів.

Для комбінації розкриття головним похилим стовбуром і допоміжним вертикальним значна частина вказаних недоліків відпадає.

2.7. Вибір місця закладання стовбурів, схем їх розташування, параметрів підготовки і розкриття шахтного поля

При виборі схеми розташування вертикальних стовбурів у шахтному полі зважають як на гірничо-технічні фактори, так і на рельєф поверхні, наявність відповідної ділянки для облаштування технологічного комплексу будівель і споруд, для підведення залізничних колій.

Головними з визначальних гірничо-технічних факторів при виборі місця розташування стовбурів є **фактор вентиляції і фактор транспорту**. У першому випадку враховують можливість підтримання якості шахтної атмосфери протягом всього терміну існування шахти, а саме: забезпечення в межах допустимих «Правилами безпеки» норм вмісту шкідливих газів, пилу, температури, швидкості руху повітря, депресії вентиляційної мережі. Враховують і особливі вимоги щодо шахт, небезпечних за метановиділенням, раптовими викидами метану і вугілля. Ці фактори є обмежувачами. Визначальними ж можуть бути суто економічні фактори.

Виходячи з наведених умов на діючих шахтах знайшли застосування такі схеми розташування стовбурів в межах шахтного поля, блока, вказані на рис. 2.1.

Вибір місця закладання головних стовбурів з урахуванням об'ємів транспортних перевезень.

Одним із суттєвих факторів, що впливають на вибір місця закладання головного стовбура, є витрати на транспортування корисної копалини до стовбура. Розглянемо два приклади.

Приклад 1. Визначимо об'єм транспортування запасів корисної копалини (т-км) для двох варіантів розташування головного стовбура за простяганням.

I варіант. Стовбур розташовують на фланзі шахтного поля. Обсяг транспортування становить:

$$\frac{Q_{ш}}{2} \cdot \frac{S}{4} + \frac{Q_{ш}}{2} \cdot \left(\frac{S}{2} + \frac{S}{4} \right) = \frac{Q_{ш} \cdot S}{2}, \text{ т-км},$$

де $Q_{ш}$ – промислові запаси шахтного поля, т;

S – розмір шахтного поля за простяганням, км.

II варіант. Стовбур розташовують по центру запасів. Об'єм транспортування становить:

$$\frac{Q_{ш}}{2} \cdot \frac{S}{4} + \frac{Q_{ш}}{2} \cdot \frac{S}{4} = \frac{Q_{ш} S}{4}, \text{ т-км}.$$

Отже, обсяг транспортування у першому варіанті вдвічі більший, ніж у другому.

Графічна залежність витрат на транспортування по відкотних штреках від розташування стовбура наведена на рис. 2.7.

Розташування стовбурів і пристовбурного двору за падінням пласта вибирають, виходячи з таких міркувань:

- при парній кількості поверхів (ярусів) закладення стовбура доцільне в центрі шахтного поля;
- якщо кількість поверхів непарна, то в бремсберговій частині приймається на один поверх більше.

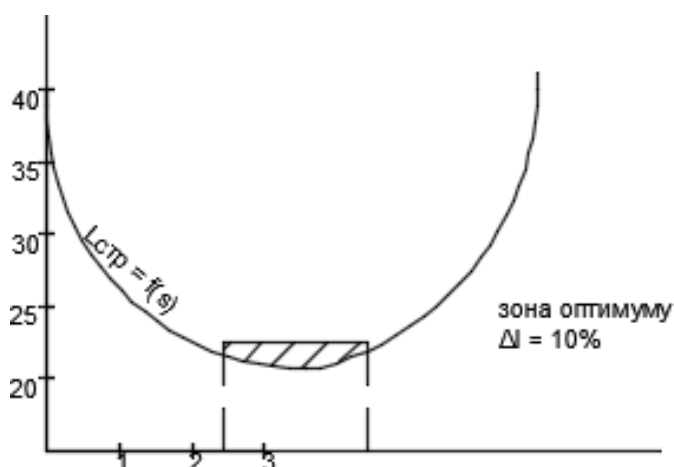


Рис. 2.7. Залежність величини транспортних витрат від місця розташування головного стовбура

Приклад 2. Визначимо об'єм транспортування запасів корисної копалини (т-км) для двох варіантів розташування головного стовбура за падінням (рис. 2.8):

I варіант – стовбури за межами шахтного поля,

II варіант – стовбури по центру запасів.

I варіант

$$Q_1S_1 + Q_2S_2 + Q_3S_3 + Q'_1S'_1 + Q'_2S'_2 + Q'_3S'_3 + \dots,$$

де Q_i – запаси пласта на i -тому пласті першого горизонту, т;

Q'_i – запаси пласта на i -тому пласті другого горизонту, т;

$S_{1,3}$ – довжини відкотних квершлагів до i -тих пластів j -того горизонту до головного стовбура, км;

i – індекс пласта, $i = 0 \dots n$;

j – індекс горизонту, $j = 0 \dots m$.

II варіант

$$Q_1S_1 + Q_2S_2 + Q_3S_3 + \dots$$

$$Q_{\text{втр}} = F_1m_1\gamma + F_2m_2\gamma + F_3m_3\gamma,$$

Поправка:

$$\Delta K = \frac{K}{Q_1} - \frac{K}{Q_2},$$

$$Q_2 = Q_1 + Q_{\text{втр}}.$$

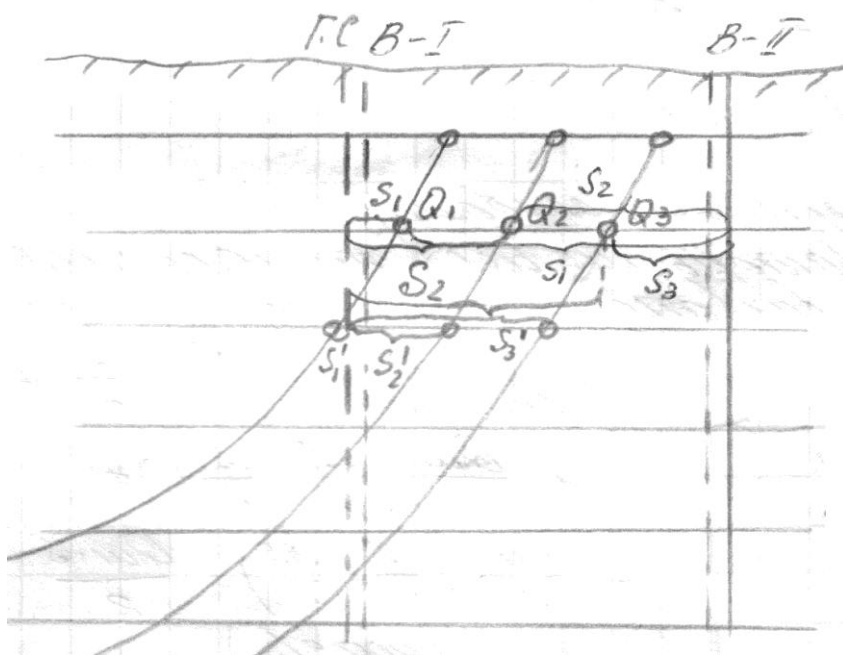


Рис. 2.8. Варіанти розташування стовбурів за напрямком падіння-простягання. S_1, S_2, S_3 – довжини відкотних квершлагів від кожного з пластів до головного пласта на j -тому горизонті.

У другому варіанті транспортні витрати більші, ніж у першому, але й промислові запаси корисної копалини в другому варіанті будуть більші, ніж у першому варіанті, де мають місце значні втрати в охоронних ціликах.

Подібним способом визначають і витрати на проведення виробок. У варіантах з поділом на підповерхи кількість квершлагів зменшується в 2 рази, змінюється структура і величина транспортних витрат.

Більш повне порівняння розглянутих варіантів з урахуванням витрат на проведення і підтримання додаткових розкриваючих виробок, на втрати корисної копалини в охоронних ціликах та ін. можна виконати шляхом економіко-математичного моделювання.

Запитання для самоперевірки

1. Що таке розкриття шахтного поля?
2. Які схеми розташування стволів ви знаєте?
3. Як класифікується шахтне поле за способом розкриття?
4. Які способи розкриття ви знаєте?
5. Обґрунтуйте розкриття шахтного поля вертикальними виробками.
6. Обґрунтуйте розкриття шахтного поля похилими виробками.
7. Обґрунтуйте розкриття шахтного поля штольнями.
8. Обґрунтуйте розкриття шахтного комбінованим способом.
9. За якими параметрами порівнюють способи розкриття шахтного поля?
10. Які фактори впливають на місце розташування стволів?
11. Як визначається об'єм транспортування корисних копалин при центральному розташуванні ствола?

12. Як визначається об'єм транспортування корисних копалин при розташуванні стволана фланзі шахтного поля?

13. Як залежать транспортні витрати від місця розташування головного стовбура?

14. Як визначається об'єм транспортування корисних за падінням пласта, коли головний стовбур знаходиться за межами шахтного поля?

15. Як визначається об'єм транспортування корисних за падінням пласта, коли головний стовбур знаходиться по центру шахтного поля?

16. Порівняйте розкриття шахтного поля вертикальними стволами та похилими.

17. Порівняйте розкриття шахтного поля штольнями та вертикальними стволами.

18. Порівняйте розкриття шахтного поля вертикальними стволами та комбінованим способом.

19. Порівняйте розкриття шахтного поля горизонтальними стволами та комбінованим способом.

20. Порівняйте розкриття шахтного поля штольнями та горизонтальними стволами.

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про схеми розкриття шахтного поля, їхню класифікую; обґрунтування і визначення місця закладання головного ствола із врахуванням вентиляції і транспорту.

Розділ 3

ПРИСТОВБУРНІ ДВОРИ. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНІ ШАХТИ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про класифікацію пристовбурних дворів і камер, технологічні схеми, типи та прив'язку до основних магістральних виробок; технологічний комплекс поверхні шахти.

3.1. Пристовбурні двори і камери

Пристовбурний двір – комплекс пов'язаних між собою капітальних гірничих виробок, розташованих безпосередньо біля стовбурів і призначених для приймання і відправлення на поверхню корисної копалини і породи, для приймання матеріалів та обладнання, прийому і відправки людей, а також для забезпечення водовідливу, електропостачання всієї шахти, для зберігання і видачі вибухових матеріалів тощо.

Тип пристовбурного двору, розташування його виробок залежить від багатьох факторів, перш за все від кута падіння, відстані між пластами, фізико-механічних властивостей порід, способу підготовки, потужності шахти, кількості стовбурів, типу транспортних засобів, підйому.

3.1.1. Класифікація пристовбурних дворів:

а) за типом стовбурів:

- для вертикальних стовбурів,
- для похилих стовбурів,
- для комбінації вертикальних і похилих стовбурів;

б) за типом підйому:

- клітьові,
- скіпові,
- скіпо-клітьові;

в) за орієнтацією головних гілок двору відносно відкотних виробок:

- паралельні,
- перпендикулярні,
- діагональні;

г) за типом технологічного транспорту:

- для електровозного транспорту,
- для конвеєрного транспорту,
- комбіновані.

На рис. 3.1 наведено приклади основних схем пристовбурних дворів при розкритті пластів вертикальними стовбурами.

Критеріями вибору типу пристовбурного двору є його достатня пропускна здатність, мінімальний об'єм виробок, зручність обслуговування, зручність компоновки технологічного комплексу та під'їзних колій на поверхні. На старих

шахтах незначної потужності (до 450-750 т/рік) ще застосовують двори з видачею вугілля скіпами, а породи – у вагонетках по клітьових стовбурах (рис. 3.1, б). На переважній більшості діючих шахт, на нових шахтах проектують видачу породи в скіпах.

Основною кваліфікаційною ознакою схеми пристовбурного двору є порядок руху вантажних і порожнякових поїздів в межах двору для їх розвантаження (обміну). Виробку, до якої прилягає ПД, називають головною. По головних гілках пристовбурного двору відбуваються маневрено-транспортні операції поїздів з вагонами корисної копалини та породи.

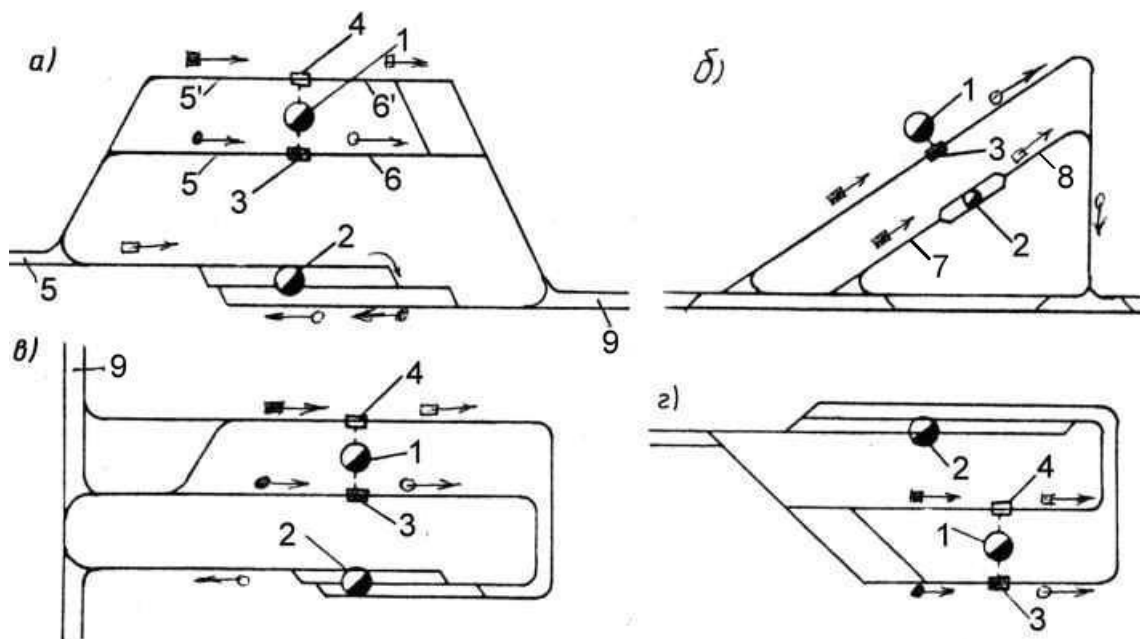


Рис. 3.1. Типи пристовбурних дворів за старою технологією: а, б, в – кругові двори: паралельний, діагональний, перпендикулярний; г – петльовий; 1 – скіповий стовбур; 2 – клітьовий стовбур; 3, 4 – розвантажувальна яма (вугільний і породний перекиди); 5, 5' – вантажні гілки скіпового стовбура (вугільна і породна); 6, 6' – порожнякові гілки скіпового стовбура (вугільна і породна); 7, 8 – розвантажувальна і порожнякова гілки клітьового стовбура; 9 – магістральна транспортна виробка

3.1.2. Технологічні схеми пристовбурного двору

На шахтах зі старою технологією поїзд із завантаженими вагонетками подають окремо на вугільний і породний перекиди, де вагонетки розчіплюють і по одній заштовхують в перекид, після чого знову з'єднують порожняковий поїзд і відвозять. Для цього в пристовбурному дворі передбачають дві головні вантажні вугільні і породні гілки скіпового стовбура і такі ж дві порожнякові гілки. Для клітьового стовбура також передбачають вантажну і порожнякову гілки (рис. 3.1).

На шахтах з новою технологією застосовують вагонетки з донним розвантаженням, вугільні і породні гілки спільні (рис. 3.2), розвантаження вагонеток з вугіллям і породою проводять без зупинки і роз'єднання поїзду, за рахунок чого значно підвищується продуктивність пристовбурного двору. Облаштування для

розкриття дна вагонеток над ямами мають дистанційно керований привід, що дозволяє розвантажувати поїзд з вугільними і породними вагонетками над відповідними ямами.

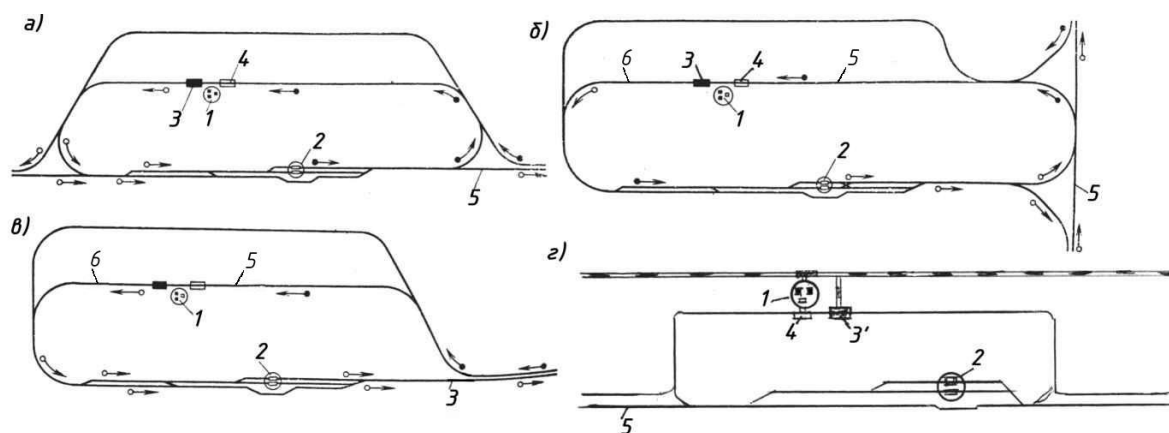


Рис. 3.2. Типи пристовбурних дворів за новою технологією: а, б – кругові двори: паралельний, перпендикулярний; в – петльовий; г – паралельний з основним конвеєрним і допоміжним локомотивним транспортом; 1, 2 – скіповий і клітьовий стовбури; 3, 4 – розвантажувальні ями (вугільна і породна); 5, 6 – вантажна і порожнякова гілки скіпового стовбура; 7, 8 – вантажна і порожнякова гілки клітьового стовбура; 9 – головна відкотна виробка

Розглянемо детальніше приклад кругового скіпо-клітьового паралельного пристовбурного двору за новою технологією (рис. 3.3).

Продуктивність пристовбурного двору шахт з локомотивною відкоткою визначається за формулою:

$$Q_{\text{дв}} = \frac{3600}{t_{\text{ц}}} \cdot V_1 \cdot n, \text{ т/год.},$$

де $t_{\text{ц}}$ – час обробки одного поїзду, с,

V_1 – об'єм вагонетки, т,

n – кількість вагонеток у поїзді (приблизно 24 шт.).

Двір має три паралельні головні виробки (гілки): скіпову, клітьову і обгінну. Скіпова вантажна гілка має дві послідовно розташовані розвантажувальні ями: породну 9 і вугільну 10. На обгінній гілці – місце відстою людських вагонеток. Обслуговує такий двір всього 3 робітники в зміну. Всі інші технологічні камери розміщуються в прилягаючих виробках.

Пристовбурні двори з конвеєрною доставкою вугілля (рис. 3.2, г) забезпечують безперервну доставку вугілля, дозволяють мати велику продуктивність шахти, зменшують об'єм пристовбурних дворів, забезпечують високу продуктивність праці. Для приймання і розвантаження вагонеток з вугіллям, яке поступає з підготовчих вибоїв, передбачено перекид у вугільну яму 3 з подальшою передачею вугілля до основного вугільного потоку. Застосовують такі двори на високопотужних шахтах.

Крім цих конструкцій дворів, на діючих шахтах існують також човникові та тупикові схеми. В них менший об'єм виробок, але більш складні схеми маневрів

Technical drawing of a vehicle chassis, showing a top view and a side view. The drawing includes numerous dimensions in millimeters (mm) and centimeters (cm). Key components are labeled with numbers 1 through 17.

Top View Dimensions (mm):

- Overall width: 1380
- Track width (left): 113, 210, 194
- Track width (right): 194, 210, 113
- Wheelbase: 1430
- Front overhang: 110, 194, 350, 194
- Rear overhang: 110, 194, 209
- Distance between axles: 715, 562, 117, 113, 464
- Distance from centerline to rear axle: 734
- Distance from centerline to front axle: 273, 165
- Distance from centerline to front suspension: 209
- Distance from centerline to rear suspension: 209
- Distance from centerline to front wheel: 226
- Distance from centerline to rear wheel: 226
- Distance from centerline to front wheel hub: 105
- Distance from centerline to rear wheel hub: 105
- Distance from centerline to front wheel rim: 105
- Distance from centerline to rear wheel rim: 105
- Distance from centerline to front wheel hub: 105
- Distance from centerline to rear wheel hub: 105
- Distance from centerline to front wheel rim: 105
- Distance from centerline to rear wheel rim: 105

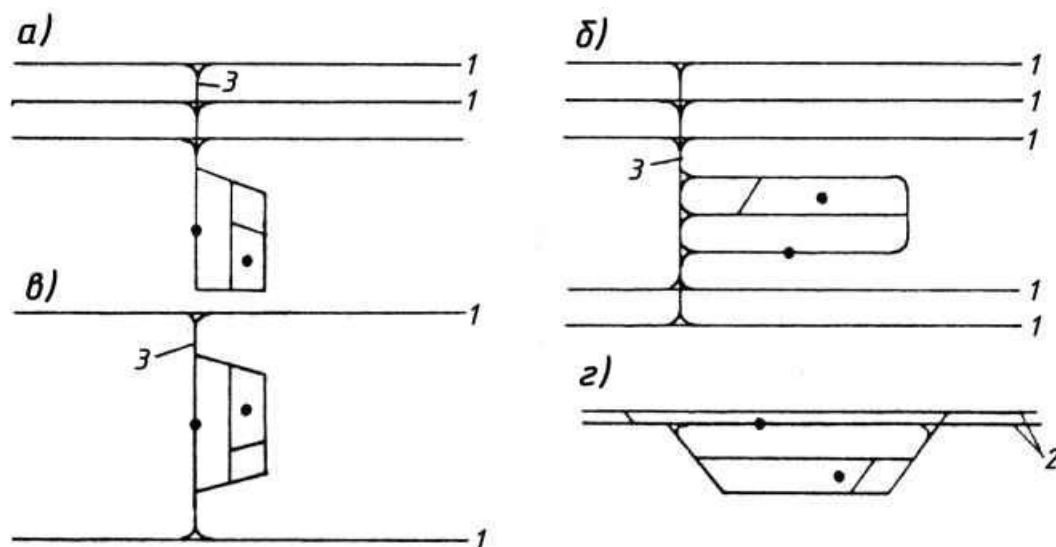
Side View Dimensions (mm):

- Overall height: 850
- Front suspension height: 11,3
- Rear suspension height: 11,3
- Distance from centerline to front axle: 21,0
- Distance from centerline to rear axle: 701,3
- Distance from centerline to front wheel: 27,3
- Distance from centerline to rear wheel: 16,5
- Distance from centerline to front suspension: 20,9
- Distance from centerline to rear suspension: 20,9
- Distance from centerline to front wheel hub: 22,6
- Distance from centerline to rear wheel hub: 22,6
- Distance from centerline to front wheel rim: 10,5
- Distance from centerline to rear wheel rim: 10,5
- Distance from centerline to front wheel hub: 10,5
- Distance from centerline to rear wheel hub: 10,5
- Distance from centerline to front wheel rim: 10,5
- Distance from centerline to rear wheel rim: 10,5

Labels:

- 1: Front suspension assembly
- 2: Rear suspension assembly
- 3: Front wheel hub
- 4: Rear wheel hub
- 5: Front wheel rim
- 6: Rear wheel rim
- 7: Front wheel hub
- 8: Rear wheel hub
- 9: Front wheel rim
- 10: Rear wheel rim
- 11: Front wheel hub
- 12: Rear wheel hub
- 13: Front wheel rim
- 14: Rear wheel rim
- 15: Front wheel hub
- 16: Rear wheel hub
- 17: Front wheel rim

Приклад пристовбурного двору для шахти з похилими стовбурами, обладнаними конвеєрами, наведений на рис. 3.4.



37

Перевагою паралельних дворів перед перпендикулярними і петльовими є використання головних виробок в якості гілок пристовбурного двору, що зменшує об'єм капітальних робіт по проведенню пристовбурного двору.

3.1.3. Камери пристовбурного двору. Об'єм пристовбурного двору і камер

До складу пристовбурного двору входять наступні камери (рис. 3.3):

а) насосна камера – розташована біля допоміжного стовбура, з яким з'єднана водотрубним хідником, на рівні не нижче 7 м від підошви камери. Камера має герметичні двері. Довжина камери 15-60 м, мінімальна кількість насосів – 3, поперечний переріз 7-20 м². При значному водопритоці (більше 300 м³/год.) і значній глибині кількість насосів збільшується до 5...8. Насосна камера пов'язана з камерою обезвоження і освітлення резервуарів та за допомогою водозабірних колодязів – з камерами водозбірників;

б) центральна електростанція – довжина камери 20-30 м, ширина 4 м, висота 3 м. Підлога на 0,5 м вище рівня пристовбурного двору;

в) депо електровозів – поєднано з зарядною камерою та майстернею. Переріз у світлі близько 14 м², довжина 20...1000 м. В майстерні передбачена оглядова яма, монтажна балка;

г) камера перетворювальної підстанції – прилягає до попередньої групи камер, призначена для заряджання батарей акумуляторних електровозів;

д) депо протипожежного поїзда;

е) камера очікування;

є) камера медпункту;

ж) завантажувальні камери для вугільних і породних скіпів. Конструкція камер залежить від типу вагонеток і технологій їх розвантаження;

з) камера складу вибухових матеріалів. Має хідник до головного стовбура для автономного провітрювання.

Об'єм пристовбурного двору залежить від продуктивності шахти і типу транспортних засобів і приблизно дорівнює:

а) для дворів з контактними електровозами $V=9000+1,57A_{ш}$, м³,

де $A_{ш}$ – потужність шахти, т/добу;

б) для дворів з акумуляторними електровозами $V=8300+1,53A_{ш}$, м³.

Об'єм камер пристовбурного двору складає 50...100% об'єму основних виробок пристовбурного двору.

Для забезпечення стабільної роботи підйому застосовують акумулюючі ємкості у вигляді резервних поїздів вагонеток, бункер-конвеєрів, стаціонарних гірничих бункерів. В останньому випадку завантажувальну камеру слід влаштовувати на більшій глибині, головний стовбур також проходить більш глибоким.

3.1.4. Вибір типу пристовбурного двору. Прив'язка до пластових штреків

Вибір того чи іншого типу пристовбурного двору і розташування його відносно пластових виробок, крім способів розкриття і підготовки, залежить від гірничогеологічних факторів, зокрема від кількості пластів, відстані між ними, міцності вміщуючих порід. Чотири варіанти прив'язки дворів до головних відкотних виробок наведені на рис. 3.4.

При розкритті світи пластів, в першу чергу з нестійкими вміщуючими породами, пристовбурні двори розташовують в більш стійких породах між пластами біля квершлагоу (рис. 3.4, б, в), в т.ч. при значній відстані між ними – паралельний, при малій – перпендикулярний. Якщо між пластами слабкі породи або застосована схема розкриття поверховими квершлагами – схема а). При стійких вміщуючих породах двори прив'язують до пластової чи польової виробки – схема з).

3.2. Технологічний комплекс поверхні шахти

3.2.1. Загальні поняття про технологічні процеси на поверхні шахти

Поверхня шахти – це комплекс будинків, споруджень і устаткування, призначених для підйому, прийому, технологічної обробки і відправлення вугілля, прийому і відвантаження породи, спуску і підйому матеріалів, устаткування і людей, провітрювання підземних виробок, забезпечення гірничих робіт енергією, виробничо-побутового обслуговування працівників і виконання інших виробничих процесів.

До складу поверхні шахт входять наступні комплекси служб: вугільний і породний комплекси, стаціонарні установки (підйомні, вентиляторні, котельні та ін.), комплекс обміну і відкочування вагонеток у надшахтних спорудах, матеріальні склади, склади лісових кріпильних матеріалів, служби ремонту устаткування і виробничо-побутового обслуговування працівників.

Поверхні шахт мають різні схеми компонування окремих комплексів і служб. Діючі шахти вугільної промисловості відрізняються великою розмаїтістю планувальних рішень промислових площадок (промплощадок) і розкиданістю будівель і споруд на поверхні шахт. Роз'єднаність технологічних ліній значною мірою ускладнює обслуговування комплексів, приводить до збільшення витрат праці, до появи інших негативних факторів, що впливають на технічний рівень виробництва.

Рациональне компонування будівель і споруд може бути досягнуте тільки з врахуванням усіх факторів, що впливають. Основними напрямками в компонуванні і забудові поверхні шахт є:

- організація загально-рудникового господарства і створення загальних технологічних комплексів для групи близько розташованих шахт;
- об'єднання гірничо-технічних і службових будівель у великі блоки і моноблоки;

- зонування території по технологічних процесах (приймання, складування і навантаження вугілля, служба матеріально-технічного забезпечення, адміністративно-побутовий комбінат та ін.).

На сучасній великій шахті будівлі технологічних комплексів (баштові чи металеві копри, надшахтні будівлі, бункери) являють собою складні інженерні спорудження обсягом у десятки тисяч кубометрів із залізобетону і металу з великою кількістю устаткування і складних систем автоматики.

Трудомісткість робіт на шахтній поверхні, технологічна схема, кількість і кубатура будинків і споруд у значній мірі визначають техніко-економічну ефективність роботи шахти, і в першу чергу, такі її найважливіші показники, як собівартість вугілля і продуктивність праці.

Розроблені типові проекти шахтної поверхні передбачають корінне удосконалення технологічних схем, компоновочних і конструктивних рішень.

В основу типового проекту поверхні шахт покладений принцип проектування шляхом створення великих блоків з типових секцій різного технологічного призначення. Майже всі будинки основного і допоміжного призначення зведені в *три великих блоки: головного стовбура, допоміжного стовбура і адміністративно-побутовий комбінат* (рис. 3.5).

На нових великих шахтах вугілля і порода піднімаються у скіпах, по головних стовбурах. У цьому випадку ці стовбури, технологічні комплекси при них звичайно називають скіповими, а для допоміжних стовбурів – клітьовими.

Технологічний комплекс скіпового стовбура призначений для приймання виданого із шахти вугілля, переробки його (видалення сторонніх предметів, подрібнення, сортування, збагачення), транспорту до місця навантаження і відправлення споживачам, а також для приймання і відправлення у відвал породи.

Головною функцією технологічного комплексу клітьового стовбура є обмін вагонеток з матеріалами, виданих з шахти і тих, що спускаються в шахту, спуск і підйом людей.

Схемні і конструктивні рішення технологічних комплексів скіпового і клітьового стовбурів визначаються, головним чином, системою розкриття – вертикальними, похилими стовбурами чи штольнями.

Розрізняють три компоновані схеми технологічних комплексів для вугілля і породи – висотна, горизонтальна і змішана.

При **висотній схемі** оцінка розвантаження піднімальних судин визначається мінімальними ухилами, при яких можливий рух вугілля чи породи самопливом від місця їхнього приймання до місця навантаження.

Висотна схема забезпечує найбільшу компактність шахтної поверхні, тому що дозволяє максимально наблизити навантажувальні колії до осі стовбура, вимагає найменшої кількості транспортних механізмів, однак при цій схемі висота надшахтних споруд сучасної великої шахти доходить до 100 м.

При **горизонтальній схемі** матеріал від приймалень до навантажувальних пристроїв переміщується механізмами – конвеєрами та елеваторами, і тільки в окремих місцях – самопливом.

При **змішаній схемі** для передачі матеріалу до місця обробки самоплинні ухили використовують частково.

Вибір компоновочної схеми технологічного комплексу залежить від ряду факторів (наявність на промплощадці збагачувальної фабрики, взаємне розміщення стовбура і навантажувальних колій, рельєф місцевості та ін.) і при проектуванні повинен визначатися техніко-економічним розрахунком.

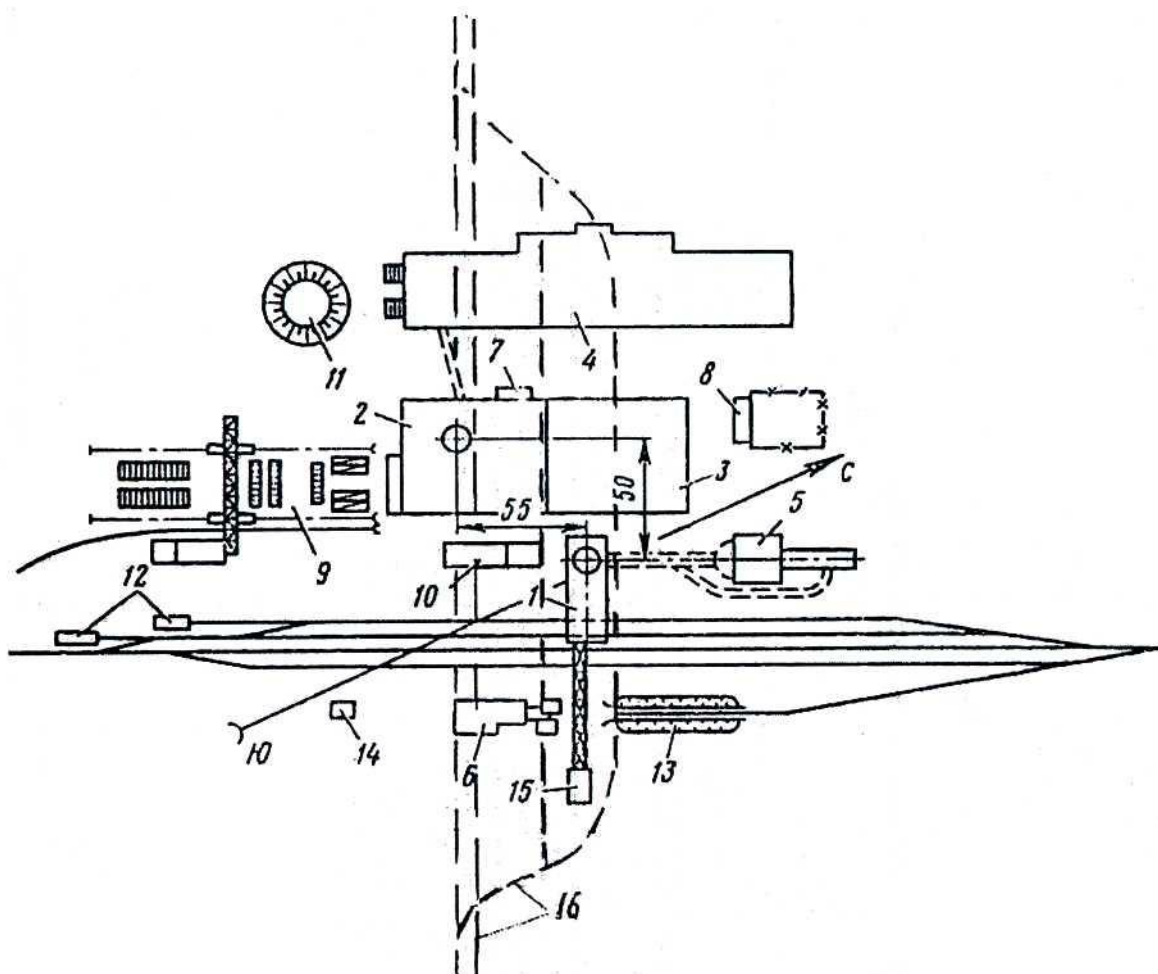


Рис. 3.5. Схема технологічного комплексу поверхні шахти: 1 – блок головного стовбура; 2 – блок допоміжного стовбура; 3 – секція підйомних установок стовбурів; 4 – адміністративно-побутовий комбінат; 5 – вентиляторна; 6 – котельня; 7 – калориферна; 8 – електропідстанція; 9 – склад матеріалів; 10 – естакада; 11 – протипожежний резервуар; 12 – гараж для електровізків; 13 – склад вугілля для котельної; 14 – приміщення шахтної станції; 15 – пункт завантаження породи; 16 – основні виробки пристовбурного двору

Для зменшення подрібнення вугілля, підвищення його якості передбачається зменшення числа місць перевантажень вугілля і зниження висоти його вільного падіння при перевантаженнях, у піднімальних судинах (скіпи) і ємностях (бункери і склади); зменшення числа і ємності місць нагромадження вугілля (бункерів і складів); виключення машин і механізмів, при роботі яких відбувається особливо велике подрібнення вугілля, наприклад, бульдозерів на складах.

Збагачення вугілля відбувається на індивідуальних збагачувальних фабриках, розташованих безпосередньо на поверхні шахти, чи на групових фабриках, що збагачує вугілля, групи шахт, які розташовуються звичайно на промплощадці однієї з цих шахт або ж на центральних збагачувальних фабриках, що споруджуються окремо від шахт.

На шахтах, вугілля яких відвантажується споживачу для безпосереднього збагачення, передбачається механізований відбір породи, що забезпечує якість вугілля відповідно до вимог ДСТ, а також розсортовування вугілля (рис. 3.6).

3.2.2. Технологічний комплекс головного (скіпового) стовбура

Блок головного стовбура включає комплекс будівель і споруд, розташованих над устям головного стовбура шахти, і копер. До блока головного стовбура входять (рис. 3.5): копер головного стовбура, надшахтна будівля 1, бункери для прийому корисної копалини та породи, пункти завантаження корисної копалини в залізничні вагони, пункт вантаження породи 15, будівля підйомних машин 3, будівля вентиляторної установки 5, котельня 6 та склад вугілля 13. З блока головного стовбура вугілля направляється на збагачення, сортування чи на вантажно-складський комплекс для відправлення споживачам або безпосередньо в залізничні вагони. Шахтна порода направляється залізничним чи автомобільним транспортом на групові чи центральні плоскі породні відвали, що знаходяться за територією промплощадки шахти.

У комплект будівель і споруд скіпового стовбура входять два технологічні ланцюги – вугільний і породний. Схема вугільного ланцюга визначається низкою факторів: маркою і якістю вугілля (коксівне, антрацит, енергетичне), зольністю, місцем його збагачення (на шахтній, груповій чи центральній збагачувальній фабриці), видом зовнішнього транспорту (залізничний, автомобільний, підвісна канатна дорога).

Вугілля можуть відправляти замовникам у рядовому вигляді або в розсортированому. У першому випадку вугілля поділяють на два класи: ± 75 мм або $\pm 100-150$ мм. У другому випадку (здебільшого енергетичне вугілля чи антрацит) його подрібнюють, потім воно проходить через ряд грохотів, де **розсортовується на товарні класи** 0-6 мм, 6-13 мм, 13-25 мм, 25-50 мм, 50-100 мм, кожний з яких відвантажується окремо. В обох випадках з крупних фракцій вибирають куски дерева, металу і породи.

Набір механізмів породного ланцюга визначається способом вивозу породи і видом відвалу. На рис. 3.6 показана схема ланцюга апаратів при безбункерній відправці рядового вугілля в залізничні вагони, а породи – в плоскі відвали. До технологічного комплексу скіпового стовбура примикає шахтна котельня, зв'язана з ним системою вуглеподачі і золовидалення. Пропускна здатність устаткування технологічних ланцюгів вугілля і породи приймається по продуктивності підйомних установок.

При видачі однієї марки і виробничій потужності до 1 – 1,2 млн. на рік потрібна одна технологічна лінія, при більшій виробничій потужності і декількох марках вугілля – дві і навіть три технологічні лінії.

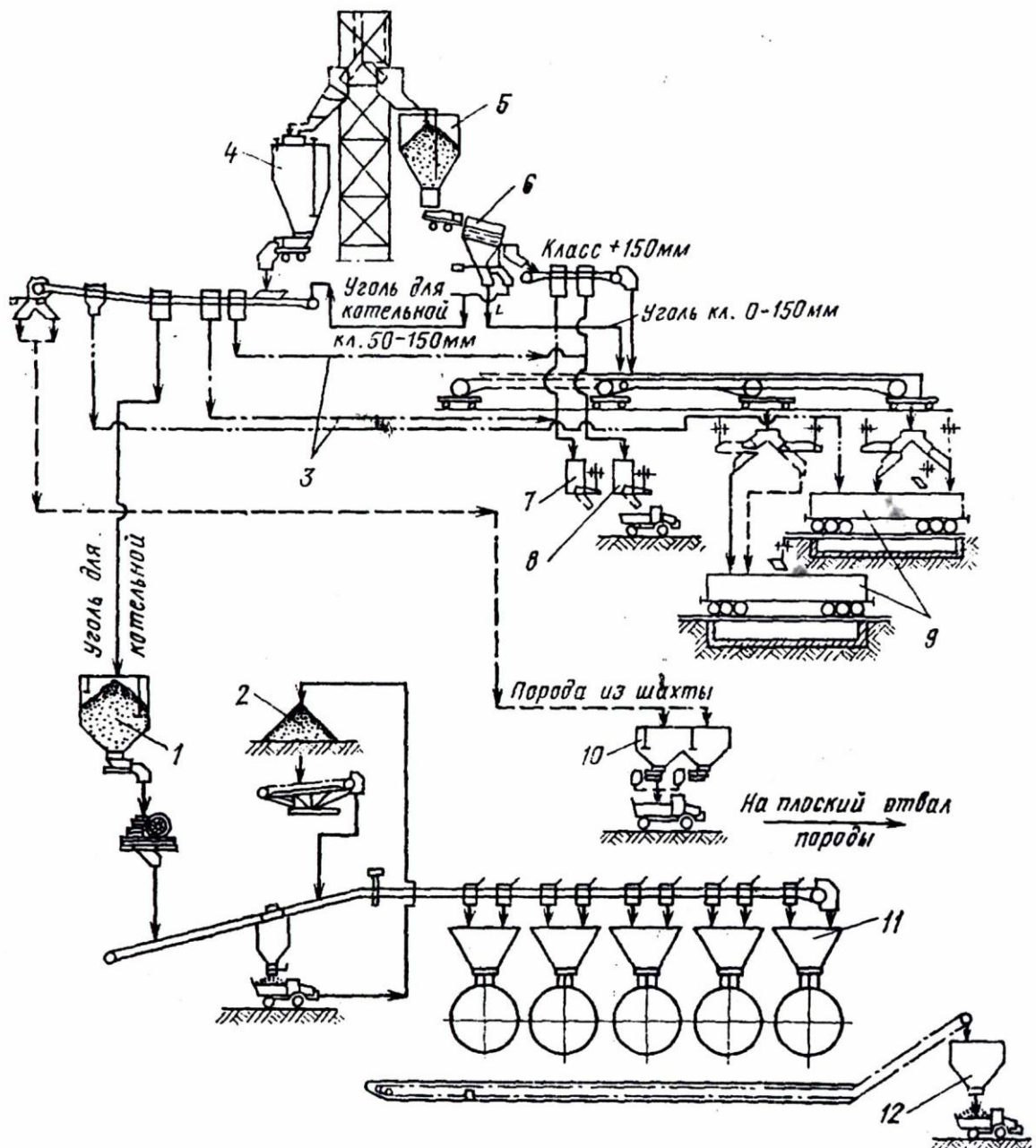


Рис. 3.6. Схема ланцюга апаратів при видачі вугілля в рядовому вигляді і безбункерному навантаженні в залізничні вагони: 1, 2 – бункер і склад вугілля для котельної; 3 – вибрані металеві предмети в стояки і відправні бункери 7 та 8; 4, 5 – приймальні бункери відповідно для породи і вугілля; 9 – залізничні вагони під завантаженням; 10 – завантажувальний пункт для породи; 11 – котельня; 12 – бункер для котельного шлаку.

Вантажно-складське господарство. Для забезпечення більш рівномірної роботи вантажних підйомів і технологічних ланцюгів поверхні вугілля і породи зі скіпів вивантажуються не безпосередньо на конвеєр, а в приймальні бункери. Ємність кожного з них дорівнює ємності чотирьох-восьми скіпів в залежності від конструкції бункерних затворів і довжини наступних ліній та акумулюючих ємностей. Число прийомних бункерів визначається числом підйомів і одночасно отриманих марок вугілля.

Як вже зазначалося, скіповими підйомами обладнуються звичайно стовбури з вихідним струменем повітря, тому скіпові розвантажувальні пристрої повинні бути герметичними, що виключають можливість закорочування повітряного струменю при розвантаженні. Для усунення зависання в бункерах вугілля і породи застосовують пневматичні і вібраційні пристрої.

Якщо вугілля поставляється на збагачувальну фабрику, розташовану у межах басейну, вибірки з вугілля видимої породи не потрібно, і шахті дозволяється відвантажувати гірську масу, з якої попередньо видаляють тільки сторонні предмети – метал, дерево та ін.

Для доставки споживачу добутого на шахті вугілля в залежності від умов використовуються переважно залізничний або автомобільний транспорт.

Ємність навантажувальних бункерів повинна бути достатньою для нагромадження кількості вугілля, необхідного для завантаження максимальної партії порожняка у встановлений термін і визначається за формулою:

$$Q_{\text{б}} = k_n [Q_n + A_{\text{с.ч}}(t_y + t_n)],$$

де $Q_{\text{б}}$ – ємність навантажувального бункера, м^3 ;

Q_n – вантажопідйомність партії порожняка, т;

k_n – коефіцієнт нерівномірності подачі порожняка, прийнятий рівним 1,1 – 1,3;

$A_{\text{с.ч}}$ – середньогодинний видобуток шахти, т;

t_y – можливе збільшення інтервалу часу між подачами партій порожніх вагонів;

t_n – норма часу на навантаження партії вагонів, прийнята не більше 2 годин.

При відвантаженні декількох сортів чи марок вугілля ємність кожного бункера розраховується окремо.

На випадок тривалої відсутності порожніх вагонів на більшості діючих шахт передбачені **аварійні склади вугілля** ємністю, що дорівнює 5-12 добовому видобутку шахти.

Найбільшого поширення одержали аварійні склади зі стаціонарними скреперними установками, що служать для подачі вугілля на склад і зі складу.

Для усунення переподрібнення вугілля при його складуванні можливе і **безбункерне навантаження**, що забезпечує зниження капітальних і експлуатаційних витрат – не потрібне будівництво й устаткування бункерів, зменшується штат обслуговуючого персоналу й амортизаційні відрахування.

Недоліком цієї системи є необхідність збільшення вагонного парку і подовження навантажувальних колій.

Як при бункерній, так і при безбункерному навантаженні одночасно завантажується звичайно не більше одного-двох вагонів, тому поїзди, які подають для завантаження, необхідно підтягувати для заміни під навантажувальними пристроями завантажених вагонів порожніми. Операція підтягування здійснюється спеціальними маневреними пристроями.

Для обліку кількості вугілля, що відвантажується споживачам, його необхідно **зважувати** на конвеєрних вагах, установлених на шахті на

навантажувальному конвеєрі, чи на вагонних вагах, встановлених на навантажувальному пункті шахти.

Одним з основних напрямків по механізації зважування вугілля є створення вагонних ваг з дистанційною реєстрацією ваги й електронних малогабаритних тензометричних ваг, призначених для осьового зважування на ходу.

Перед відправленням вугілля споживачам потрібно перевірити його якість, для чого із залізничного вагона чи з навантажувального конвеєра відбираються контрольні проби, що повинні бути розділені до двох-трьох лабораторних проб (крупністю 0 – 3 мм, маса проби не менше 0,5 кг).

Породні відвали. При видобутку вугілля на поверхню видається значна кількість породи від проведення і ремонту виробок. Кількість видаваної породи коливається в дуже широких межах – від 5...10% – при розробці потужних пластів, що залягають у міцних породах, до 20...100% і більше при видобутку вугілля на шахтах, що розробляють тонкі шари при слабких бічних породах.

При розрахунках і проектуванні систем підземного транспорту, підйому і породного господарства на поверхні кількість видаваної із шахти породи повинна в кожному конкретному випадку визначатися розрахунком.

Транспортування породи по підземних виробках, підйом її на поверхню, транспортування і складування у відвали вимагають значних капітальних і експлуатаційних витрат, тому в багатьох випадках більш економічним може виявитися залишення породи в шахті. Вибір того чи іншого способу транспортування і складування породи в підземних виробках чи на поверхні повинен визначатися техніко-економічним порівнянням варіантів при проектуванні.

На деяких діючих шахтах видана у вагонетках порода доставляється вузькоколіїним електровозом, канатною відкаткою чи конвеєром до прийомного бункера **конусного відвалу терикона**, розташованого на території промплощадки чи шахти в безпосередній близькості від неї. Відкочування по терикону здійснюється в перекидних вагонетках з бічним розвантаженням або в скіпах.

При такій схемі породного комплексу необхідні невеликі капітальні витрати, однак експлуатація конусних відвалів дорога і трудомістка, тому що потрібне постійне нарощування відкатних шляхів і розвантажувальної ферми. Крім цього, конусні терикони мають наступні серйозні недоліки: у шахтній породі звичайно містяться сірка й вуглисті частки, які під впливом атмосфери самозаймаються, у результаті чого швидко виходять з ладу відкатні шляхи і потрібні витрати важкої ручної праці на їхній ремонт; в окремих випадках, самозаймання призводить до вибухів териконів з важкими наслідками для обслуговуючого персоналу і прилеглих будинків та споруд шахтної поверхні і робочих селищ; розташування териконів поблизу шахти викликає сильне запилення і загазовування повітря в районі шахтної поверхні; при транспортуванні мокрої породи в зимовий час рейкові шляхи і розвантажувальні ферми обмерзають і терикони виходять з ладу.

На нових великих шахтах замість рейкових териконів застосовуються підвісні канатні дороги з конусними чи плоскими відвалами, винесеними далеко за межі шахтної території.

Необхідно орієнтуватися на створення центральних (групових) відвалів, розташованих на відстані від житлових масивів і промислових площадок,

максимально використовуючи для цього яри, балки та інші ділянки, непридатні для сільськогосподарських робіт.

Як правило, необхідно передбачати плоскі відвали. В умовах реконструкції, при відповідному обґрунтуванні і при дотриманні правил безпеки, допускається збереження діючих териконів чи пристрій-комбінованих відвалів.

Висота породних відвалів визначається проектом з урахуванням стійкості їхніх укосів і несучої здатності підстави, але не більше 60 м.

При великій довжині та продуктивності відкочування і складному рельєфі місцевості застосовуються кільцеві канатні дороги.

Крім вузькоколісного рейкового і канатного транспорту для доставки породи у відвал застосовуються також конвеєрний і автомобільний транспорт, гідротранспорт; іноді породу вивозять у залізничних вагонах широкої колії.

Режим роботи породного комплексу приймається відповідно до режиму роботи шахт та збагачувальних фабрик.

3.2.3. Технологічний комплекс допоміжного (клітьового) стовбура

Блок допоміжного стовбура – це комплекс будинків і споруд, розташованих над устям цього стовбура разом з копром. Блок включає надшахтну будівлю з комплексом обміну і відкочування вагонеток, ремонтну майстерню, приміщення підйомних машин, склади матеріалів і устаткування, калориферну і компресорну установки, склад протипожежних матеріалів.

У блоці допоміжного стовбура розміщуються всі об'єкти підсобно-допоміжного призначення. Блок поєднує у своєму складі комплекс обміну і відкочування вагонеток, ремонтну службу і складське господарство.

Все устаткування і матеріали подаються в шахту, як правило, через допоміжний стовбур, а це – великий вантажопотік. Серед матеріалів – кріпильний ліс і метал, інертний пил, різне устаткування, будівельні та інші матеріали. Їх привозять на шахту в залізничних вагонах і на автомобілях, вони повинні бути розвантажені, доставлені на відповідні склади, а потім завантажені в шахтні вагонетки, доставлені до стовбура і спущені в шахту.

Отримане з шахти устаткування повинне бути доставлено в ремонтні майстерні і після ремонту знову спущено в шахту. Усі ці процеси й операції називаються допоміжними і виконуються переважно у спорудах технологічного комплексу допоміжного стовбура. Трудомісткість цих робіт висока, на їхньому виконанні зайнято значно більше людей, ніж на вугільному і породному комплексах.

Для приймання й обміну вагонеток, отриманих із шахти, для спуску в шахту матеріалів, спуску-підйому людей у надшахтному будинку обладнується приймальна або дві площадки.

Спуск-підйом людей здійснюють як з нижньої, так і з верхньої площадок, а при двоповерхових клітках – одночасно з обох площадок. У надшахтних будівлях нових вугільних шахт влаштовується тільки одна нижня приймальна площадка. Будівля допоміжного стовбура пов'язана підземним переходом з адміністративно-побутовим комбінатом (АПК).

Подальшим розвитком принципу агрегування є створення комплексів устаткування для обміну вагонеток у клітках, що включають, крім агрегатів, автоматичні шахтні двері і клітьові стопори, приводи стрілочних переводів і пульти керування. Розроблено комплекси для обміну вагонеток із пневмо-приводами з котучими перекидачами, автоматичний комплекс із турелями.

При проектуванні нових шахт і реконструкції діючих варто орієнтуватися на застосування агрегатів і комплексів, що дозволяють цілком механізувати й автоматизувати процес обміну вагонеток.

Шахтні майстерні призначені для виконання тільки поточного ремонту і профілактичного огляду устаткування. Середній і капітальний ремонт роблять у ЦЕМ. Ремонтні майстерні включають наступні виробничі ділянки: механічні, електротехнічні, ковальські, електрозварювальні; вагонетки збірно-розбірні та інші. Перед майстернями передбачається вільна площадка з твердим покриттям для проведення робіт поза будівлею.

Склади устаткування, кріплення і матеріалів. Складське господарство шахти включає склади металевих кріплень й устаткування, пиломатеріалів, протипожежних і мастильних матеріалів.

При проектуванні складів лісових і кріпильних матеріалів необхідно передбачати складську і транзитну форми постачань, виходячи з видів матеріалів, від стану їхньої доставки з центральних баз вугільних підприємств і складів-постачальників.

В окремих випадках на великих шахтах можна передбачити для постачання ряду сусідніх шахт групи і шахтні склади лісових і кріпильних матеріалів з потоковою переробкою деревини, її штабелюванням і збереженням у підготовленому вигляді в пакетах (контейнерах).

Крім того, на шахті мають бути склади сипучих матеріалів, вибухових матеріалів та ін.

Механізація перевантажувальних і транспортних робіт здійснюється шляхом застосування козлових двоконсольних кранів вантажопідйомністю не менше 10 т, обладнаних вантажозахватними пристроями, кран-балки вантажопідйомністю 5-10 т, автотранспорту з спеціальними захопленнями вантажопідйомністю 3-5 т, монорельсових установок і безрейкового транспорту для доставки вантажів до стовбура шахти.

Матеріальні склади призначені для прийому, зберігання і видачі інвентарю, інструментів, спецодягу, матеріалів і устаткування, що повинні зберігатися в закритому опалюваному приміщенні.

У складах металевих кріплень та устаткування зберігаються: верхняки, тумби, запасні частини і вузли важкого устаткування, що вимагають збереження в закритому приміщенні.

Відповідно до Правил безпеки на шахтній поверхні повинні передбачатися спеціальні склади протипожежних матеріалів.

3.2.4. Адміністративно-побутовий комбінат

Блок адміністративно-побутового комбінату призначений для розміщення адміністративно-технічних служб, побутового й технічного обслуговування працівників шахти. Він включає такі приміщення та служби: адміністративно-конторські (наряди дільниць, приміщення виробничо-технічних відділів, зокрема, маркшейдерського, бухгалтерії); санітарно-побутового обслуговування (душові, гардеробні, пральні, сушарки); виробничо-допоміжні (лампова, де видають індивідуальні світильники і заряджають їх, респіраторна, телефонний вузол, диспетчерська), а також їдальню та інші об'єкти.

3.2.5. Генеральний план поверхні шахти

Компоновка будівель та споруд в складі ТКП визначається технологічною схемою і залежить від потужності шахти, схеми переробки й відвантаження корисної копалини, природних умов, можливості прокладки під'їзних залізничних колій. Як було розглянуто вище, в основу типового проекту поверхні шахти покладено блоковий принцип компоновки.

Генплан поверхні шахти пов'язаний зі схемою виробок пристовбурного двору до осей стовбурів, взаємного їх розташування. На рис. 3.5 на схемі ТКП пунктиром показано розташування основних виробок пристовбурного двору.

Загалом, **головні вимоги і принципи компонування** поверхні шахти такі:

- раціональне розташування шахтних стовбурів, надшахтних споруд, підйомних установок як по гірничих умовах, так і по умовах рельєфу земної поверхні у відповідності з вимогами технологічної схеми виробничого процесу;
- комплексне рішення зовнішнього та внутрішньоплощадного транспорту;
- максимальне блокування будівель і споруд за технологічною ознакою; конструктивне вирішення блоків в найбільш простих формах в плані та по висоті;
- забезпечення під'їзду до кожної із споруд з виконанням санітарних та протипожежних вимог; передбачення і облаштування майданчиків для індивідуального та громадського транспорту;
- створення єдиного архітектурного ансамблю для проммайданчика шахти, навколишньої території та житлових районів;
- передбачати максимально можливе залишення породи в шахті та використання її для відсипки доріг, засипки урвищ і в якості будівельних матеріалів;
- ставки для відстоювання шахтних вод, відвали порід розташовувати за межами підприємств і населених пунктів на непридатних для сільськогосподарських робіт землях з урахуванням рози вітрів;
- склади вугілля, пункти завантаження породи необхідно розташовувати з підвітряного боку від повітрозабірних споруд не ближче 100 м;
- склади лісоматеріалів слід розташовувати не ближче 80 м від повітроподавальних стовбурів;
- при компоновці ТКП, зокрема, вузла завантаження вугілля необхідно також враховувати зручність приєднання під'їзних колій до залізничної станції;

- прокладка інженерних мереж та комунікацій повинна плануватись вздовж доріг паралельно до основних будівель і споруд;
- зовнішній вигляд поверхні має відповідати вимогам сучасної архітектурної виразності, в т.ч. достатньо висаджено зелені, передбачений постійний догляд;
- об'ємно-планувальні і конструктивні рішення будівель, витрати матеріалів відповідають вимогам максимальної індустріальності зведення і мінімальної трудомісткості і собівартості робіт при будівництві: зовнішній вигляд поверхні має відповідати вимогам сучасної архітектурної виразності.

В усіх випадках технологічний комплекс пов'язується з пристовбурним двором, регламентується відстань між головним і допоміжним стовбурами, враховуються вимоги щодо облаштування під'їзних залізничних колій.

Запитання для самоперевірки

1. Як класифікуються приствольні двори за типом стовбурів?
2. Як класифікуються приствольні двори за типом підйому?
3. Як класифікуються приствольні двори за за орієнтацією головних гілок двору відносно відкотних виробок?
4. Як класифікуються приствольні двори за типом технологічного транспорту?
5. Які типи пристовбурних дворів ви знаєте?
6. Які існують типи прив'язки навколостовбурного двору до транспортних штреків?
7. Які камери входять до складу пристовбурного двору?
8. Від яких факторів залежить вибір типу пристовбурного двору?
9. Які служби входять до складу поверхні шахти?
10. З чого складається технологічний комплекс поверхні шахти?
11. Яке призначення технологічного комплексу скіпового стовбура?
12. Які існують схеми технологічних комплексів для вугілля і породи?
13. Як відбувається збагачення вугілля?
14. Що включає в себе технологічний комплекс головного (скіпового) стовбура?
15. Для чого призначене вантажно-складське господарство?
16. Для чого призначені аварійні склади вугілля?
17. Що таке безбункерне навантаження і для чого воно призначене?
18. Що таке породні відвали і для чого вони призначені?
19. З чого складається технологічний комплекс допоміжного (клітьового) стовбура?
20. Що таке блок допоміжного стовбура?
21. Яким чином здійснюється спуск – підйом людей у шахту?
22. Для чого призначені шахтні майстерні?
23. Для чого призначені склади і що в себе включають?
24. Для чого призначений блок адміністративно-побутового комбінату?
25. Які головні вимоги і принципи компонування поверхні шахти?

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про призначення та класифікації пристовбурних дворів; технологічний комплекс поверхні шахти, головного та допоміжного стовбурів; вміння обирати тип пристовбурного двору та тип прив'язки його до головних магістральних виробок.

Розділ 4

ПІДГОТОВКА ШАХТНОГО ПОЛЯ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про системи підготовки шахтного поля; параметри та класифікацію систем підготовки шахтного поля; способи охорони магістральних виробок; зв'язок схем підготовки і схем транспорту і вузли сполучень горизонтальних і похилих виробок.

4.1. Суть підготовки, класифікація

Увесь комплекс робіт по вийманню корисних копалин підземним способом поділяють на 3 етапи:

перший етап – розкриття пластів в межах шахтного поля;

другий етап – підготовка пластів до виймання;

третій етап – очисне виймання корисної копалини.

При будівництві шахти виконують перші два етапи. Етап 2 продовжується і в період експлуатації шахти. Етап 1 виконують також при реконструкції шахти, при переході на більш глибокі горизонти в процесі експлуатації, коли можуть проводити додаткові стовбури, поглиблення стовбурів, погоризонтні чи поверхові квершлагги, похили та ін. гірничі виробки.

Щодо термінології розкриття і підготовки шахтного поля, то вона у різних авторів має свої нюанси. В цьому посібнику враховані рекомендації робіт [1-6, 8, 10-14].

Розкриттям родовища або його частини – шахтного поля називають проведення комплексу гірничих виробок, які відкривають доступ з земної поверхні до корисної копалини і забезпечують можливість проведення виробок для підготовки всього шахтного поля або його значної частини до виймання.

Підготовкою або системою підготовки шахтного поля називають комплекс пов'язаних між собою гірничих виробок і робіт по їх проведенню з метою забезпечення процесів видобування і транспортування корисної копалини з певної частини шахтного поля, а також допоміжних процесів, які забезпечують виконання основних процесів (вентиляції, доставки людей, матеріалів і т. ін.). Система підготовки шахтного поля складається зі способу і схеми підготовки.

Способом підготовки шахтного поля називають розташування підготовчих виробок в просторі щодо елементів залягання пласта, що забезпечує індивідуальне чи групове відпрацьовування пластів з пластовим, польовим чи комбінованим проведенням основних підготовчих виробок.

Схемою підготовки шахтного поля називають просторове розташування комплексу підготовчих виробок, яке розподіляє шахтне поле на частини, що забезпечують можливість проведення і експлуатації виїмкових виробок.

Слід зауважити, що підготовка шахтного поля тісно пов'язана з системою розробки, зі способом розкриття, технологічною схемою транспорту, схемою

провітрювання, тому при проектуванні чи реконструкції шахти їх розглядають у комплексі.

На вибір того чи іншого способу розкриття і підготовки шахтного поля впливають геологічні, гірничотехнічні та економічні фактори. Серед них: число, кут падіння, потужність пластів, розмір і форма шахтного поля, глибина розробки, фізико-механічні властивості порід, газоносність, розмір шахтного поля, потужність шахти, система розробки, а **в кінцевому рахунку економічні показники – капітальні витрати, собівартість, приведені витрати, рентабельність.**

При порівнянні систем підготовки і розкриття шахтного поля, крім вказаних вище кінцевих економічних показників, використовують також локальні показники:

- об'єм підготовчих виробок і витрати на їх проведення;
- термін проведення виробок;
- витрати на підтримання виробок;
- витрати на транспортування і вентиляцію;
- фронт робіт, потужність шахти.

В період будівництва шахти проводять систему виробок, яка забезпечує підготовку необхідної кількості очисних вибоїв для початку експлуатації. По мірі виймання запасів в процесі експлуатації продовжують проведення підготовчих виробок для введення в експлуатацію нових лав.

Для підготовки шахтного поля його поділяють в напрямку падіння і простягання на окремі приблизно рівні частини, які виконують однакові функції. Ці частини називають поверхами, панелями, горизонтами, вони і дають назву **схемам або системам підготовки – поверхова, панельна, погоризонтна** (рис. 4.1). В свою чергу поверхи можуть поділятися на підповерхи, панелі – на яруси, а яруси – на під'яруси, горизонти – на окремі стовпи (заходки). Ці останні неподільні частини називають **виймальними полями**, кожне з яких відробляється окремою лавою. Виймальне поле з двох боків обмежене виймальними виробками (штреками, хідниками), а з двох інших боків – розрізною піччю (лавою) з боку бремсбергів, похилів, головних чи погоризонтних штреків та межами панелі, шахтного поля. На крутосхилих і крутопадаючих пластах замість бремсбергів і нахилів такою межею може бути лінія (розрізна піч) між відкотним та вентиляційним поверховими квершлагами.

При пологому і похилому падінні верхні частини поля, які обслуговуються бремсбергами, називають бремсберговими, нижні частини – похिलовими.

При великих розмірах шахтного поля, в першу чергу для шахт з високим метановиділенням, це поле на основі панельної або погоризонтної підготовки поділяють на окремі **блоки**, кожен з яких **провітрюється незалежно**. Корисна копалина поступає з кожного блока по магістральному (головному) штреку, який може бути конвеєрним або локомотивним, до головного стовбура (рис. 4.1, ж, з). Допоміжний транспорт між допоміжним стовбуром і блоками також спільний, переважно локомотивний.

В залежності від розташування основних підготовчих виробок відносно пласта розрізняють пластовий і польовий способи підготовки. Якщо основні виробки проходять по робочому пласту, **підготовку називають пластовою**, або

пластовим способом підготовки. Якщо ж ці виробки проходять по пустих породах або по неробочих прошарках – **польовою підготовкою.**

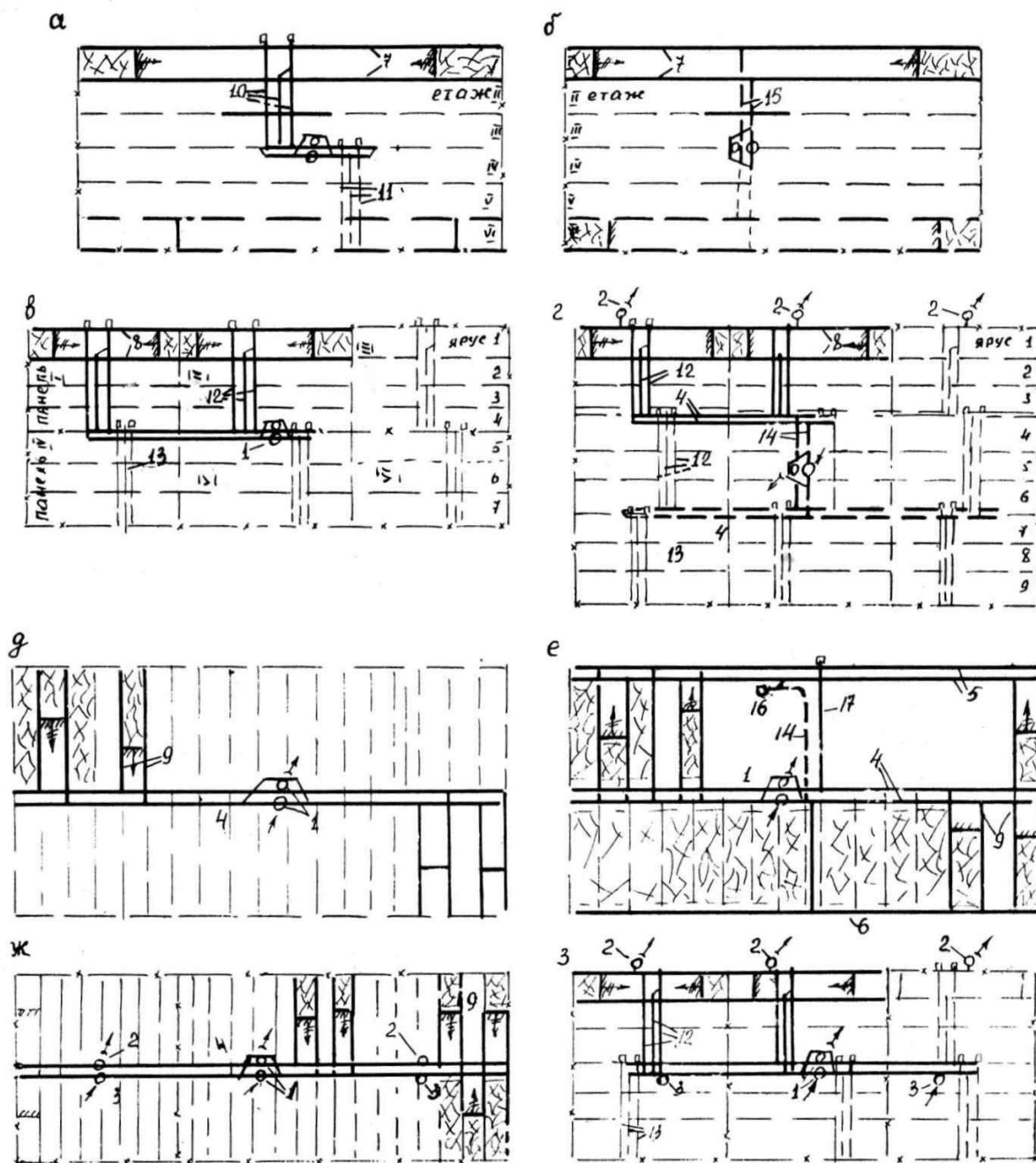


Рис. 4.1. Способи підготовки шахтного поля: а, б – поверховий; в, г – панельний; д, е – погоризонтний; ж, з – блоковий (на основі погоризонтного та панельного способів); 1 – головний і допоміжний стовбури; 2, 3 – вентиляційний і повітроподавальний стовбури; 4, 5 – головні штреки основного і допоміжного горизонтів; 6, 7, 8 – дренажні, поверхові і ярусні штреки; 9 – конвеєрні і вентиляційні хідники (штреки); 10, 12 – бремсберги капітальні і панельні (конвеєрні, допоміжні і людські); 11, 13 – похили капітальні і панельні (конвеєрні, допоміжні і людські); 14, 15, 16 – квершлагі: капітальний, поверховий, похилий; 17 – конвеєрний бремсберг

При польовій підготовці є свої **переваги над пластовою підготовкою**: витрати на підтримання виробок і втрати корисної копалини в ціликах для охорони виймальних штреків значно менші. У цьому випадку виймальні штреки можуть

експлуатуватися взагалі без охоронних ціликів, що дуже важливо при розробці пластів на глибоких горизонтах, особливо пластів, схильних до самозаймання, до раптових викидів вугілля і метану. **Недоліки польової підготовки** – значний вихід пустої породи, відсутність додаткової розвідки пласта, більша вартість проведення виробок, ніж при пластовій підготовці.

а)

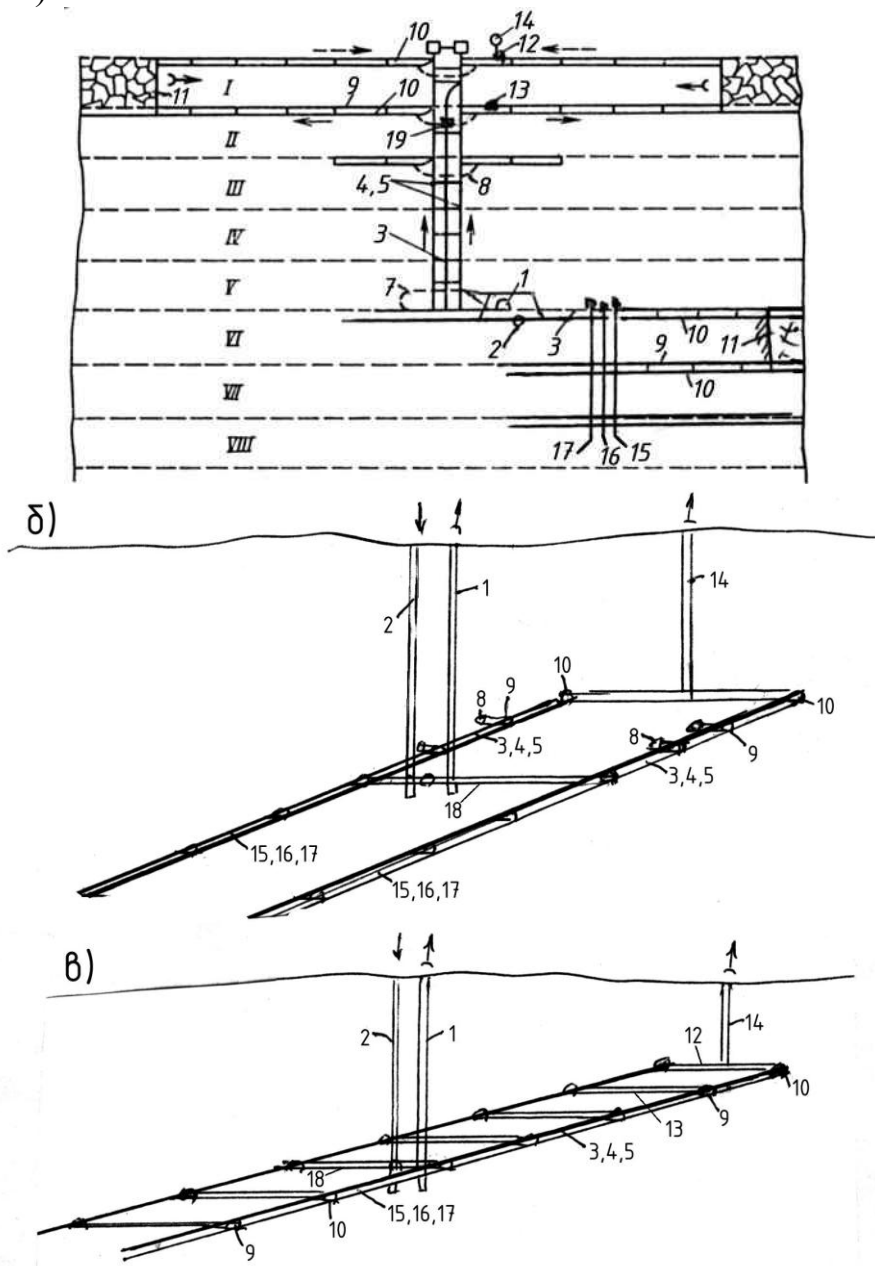


Рис. 4.2. Поверхова схема підготовки з розкриттям шахтного поля двома центрально-здвоєними і одним центрально-віднесеним стовбуром: а, б – з індивідуальним, пластовим способом проведення капітальних похилих виробок та розкриттям пластів додатковим капітальним квершлагом; в – з груповим, пластовим способом проведення капітальних похилих виробок та розкриттям пластів додатковими поверховими квершлагами; 1 – головний стовбур; 2 – допоміжний стовбур; 3, 4, 5 – бремсберги (капітальний конвеєрний, допоміжний, людський); 6 – головний відкотний штрек; 7, 8 – обхідні виробки; 9, 10 – штреки поверхові (вентиляційний, відкотний); 11 – лава; 12, 13 – відкотний і вентиляційний поверхові квершлагги; 14 – вентиляційний стовбур; 15, 16, 17 – капітальні похили; 18 – капітальний квершлаг; 19 – розвантажувальна яма (перекид).

При підготовці до розробки світи пластів окремі виробки або сукупність виробок (бремсбергів, похилів) можуть обслуговувати один або декілька пластів.

Індивідуальним способом підготовки або індивідуальною підготовкою пласта називають таку підготовку, коли підготовчі виробки обслуговують тільки один пласт (рис. 4.2, б). Тобто бремсберги 3, 4, 5 і похили 15, 16, 17 проводять по кожному з пластів.

Групова пластова підготовка передбачає проведення виробки або групи виробок для обслуговування декількох пластів, наприклад, групові бремсберги 3, 4, 5 обслуговують два пласти (рис. 4.2, в), а проводять їх по одному, зазвичай нижньому пласту. Для підготовки верхнього пласта на кожному з поверхів (ярусів) необхідно проводити поверхові (ярусні) квершлагги 12, 13.

Якщо групові виробки (бремсберги, похили) проводять польовими для обслуговування обох пластів, то таку підготовку називають груповою польовою.

На крутому падінні при розкритті світи пластів поверховими квершлагами використовують групові поверхові відкотні і вентиляційні штреки, які обслуговують декілька пластів.

Порядок відробки виймальних полів, панелей, стовпів може бути прямим і зворотним. У першому випадку відпрацювання виймального поля направлене від середини шахтного поля чи панелі до їх меж, що характерно для суцільних систем розробки. У другому випадку, при зворотному порядку відробки, навпаки – від меж шахтного поля чи панелі до їх середини, що характерно для стовпових систем розробки (рис. 4.1, 4.2, а).

Порядок відробки панелей, стовпів за простяганням може бути також прямим або зворотним.

За падінням поверхи, яруси відробляють переважно у низхідному порядку.

4.2. Поверхова підготовка шахтного поля

Усі варіанти поверхової підготовки (або системи підготовки) шахтного поля поділяють на дві групи.

Перша група варіантів (Пв-1) – для пластів з кутами падіння $\alpha < 25(35)^\circ$ із застосуванням капітальних бремсбергів і похилів, розміром шахтного поля за простяганням до $L \leq 4 \dots 5$ км (для газових шахт $L \leq 4$ км, для негазових $L \leq 5$ км) похила висота поверху $H = 200 \dots 450$ м (рис. 4.1, а та 4.2, а).

Друга група (Пв-2) – для $\alpha > 35(25)^\circ$ із застосуванням розкриття вертикальними стовбурами з поверховими квершлагами (бремсберги і похили відсутні – рис. 4.1, б). Похила висота поверху без поділу на підповерхи становить 120...135 м, а з поділом на підповерхи – удвічі більша.

Варіанти без поділу на підповерхи відносно прості. При застосуванні суцільних систем розробки маємо невеликий термін здачі шахти в експлуатацію.

Для першої групи систем підготовки і далеко розташованих пластів застосовують індивідуальну підготовку пластів – капітальні бремсберги проводять по кожному з них. Розглянемо характерні варіанти схем підготовки цієї групи.

Варіанти Пв-1-а: пластова індивідуальна підготовка двох далеко розташованих пластів з кутом падіння $6...18^0$ при розкритті вертикальними стовбурами (рис. 4.2, а, б).

Підготовка полягає в проведенні капітальних бремсбергів по кожному з пластів: конвеєрного 4, допоміжного 5 та людського 6, поверхових відкотного 9 і вентиляційного 10 штреків, обхідних виробок 7. При слабких вміщуючих породах, на значних глибинах перевагу надають польовій підготовці з розташуванням бремсбергів в більш стійких породах, переважно породах підосви пласта.

Пристовбурні двори закладають між пластами з прив'язкою до капітального квершлягу (якщо їх розміри вписуються в розміри квершлягу). Для газових пластів з кутами падіння понад 10^0 передбачають використання вентиляційних стовбурів 14. При значній глибині розташування верхнього горизонту один вентиляційний стовбур обслуговує усі пласти світи.

Поверхові штреки проводять одиночними виробками в незайманому масиві або впритул до виробленого простору, або подвоєними вузьким вибоєм чи спареними – широким вибоєм. Способи проведення і охорони штреків будуть розглянуті нижче.

Варіанти Пв-1-б – поверхова пластова підготовка зближених пластів з розкриттям вертикальними стволами, капітальним і поверховим квершлягами (рис. 4.2, а, в).

Бремсберги та похили проводяться по одному з пластів або польовими. Кути нахилу конвеєрних бремсбергів (похилів) обмежені можливістю застосування стрічкових конвеєрів – до $16-18^0$. При більших кутах нахилу конвеєрний бремсберг (похил) проводять не за падінням-підняттям пласта, а діагонально або ж польовим під кутом $16...18^0$. Поверхові штреки пластів, по яких не проходять бремсберги чи похили, з'єднують з груповими бремсбергами за допомогою поверхових квершлягів 12 і 13 (рис. 4.2, в). Перевантаження на груповий конвеєрний бремсберг з транспортних поверхових штреків, квершлягів проводиться з використанням гезенків-бункерів.

Переваги цього варіанта над попереднім варіантом **1-а:** зменшення кількості капітальних бремсбергів, необхідності обладнання їх конвеєрами, лебідками та обслуговування. **Недоліки** – необхідність проведення і обслуговування поверхових квершлягів, збільшення величини поперечного перерізу бремсбергів для пропуску збільшеної кількості повітря для газових шахт.

Для обох груп варіантів відробку поверхів починають з верхнього. При повторному використанні відкотних штреків 9 і стовповій системі розробки до закінчення відробки I поверху повинен бути підготовлений II поверх.

Порядок розробки поверхів для варіантів підготовки першої групи може бути порушеним. Це залежить від способу проведення і охорони поверхових штреків. При стовпових, а в багатьох випадках і суцільних системах розробки в сучасних умовах розробки пластів на шахтах України застосовують безціликове виймання вугілля з проведенням виймальних штреків впритул до виробленого простору або – з повторним використанням штреків.

Недолік вказаних способів проведення і використання штреків полягає в тому, що при переході з першого на другий поверх штрек 9 не встигають завчасно

перекріпити або пройти впритул, тому більш раціональним є використання зворотного порядку відробки стовпів з підготовкою після першого поверху не другого, а третього або й четвертого поверху. Тільки у цьому випадку другий поверх можна завчасно підготувати до експлуатації. Але це призводить до деконцентрації гірничих робіт, до ускладнення схем провітрювання, до збільшення витрат на підтримання виробок, на обслуговування транспортних комунікацій.

Вихід з цієї ситуації можливий при **застосуванні флангових вентиляційних збіжок 16** (рис. 4.3), від яких можна проходити вентиляційний штрек другого поверху впритул до погашеної частини транспортного штреку першого поверху після проходу лави з відставанням від неї на 70...100 м. І таке рішення призводить до збільшення витрат на проведення і обслуговування додаткових виробок – флангових вентиляційних збіжок.

Для провітрювання похилової частини в багатьох випадках достатньо головного та допоміжного стовбура. Всі бремсберги після закінчення виймання бремсбергового поля погашають.

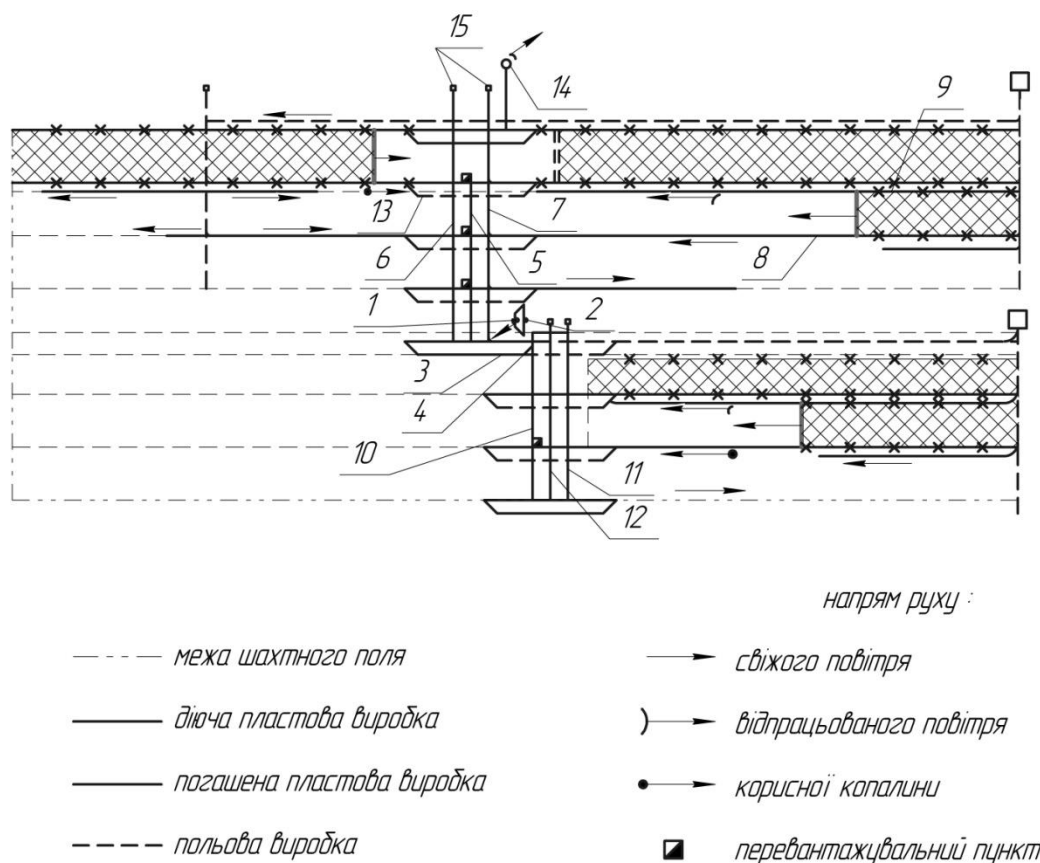


Рис. 4.3. Поверхова схема підготовки пологопадаючого пласта з використанням флангових збіжок: 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3, 4 – головні штреки: транспортний і вентиляційний; 5, 6, 7 – капітальні бремсберги: конвеєрний, людський, допоміжний; 8, 9 – поверхові штреки: транспортний і вентиляційний; 10, 11, 12 – капітальні похили: конвеєрний, людський, допоміжний; 13 – обхідна виробка; 14 – вентиляційний стовбур; 15 – лебідочні камери; 16 – флангові вентиляційні збіжки.

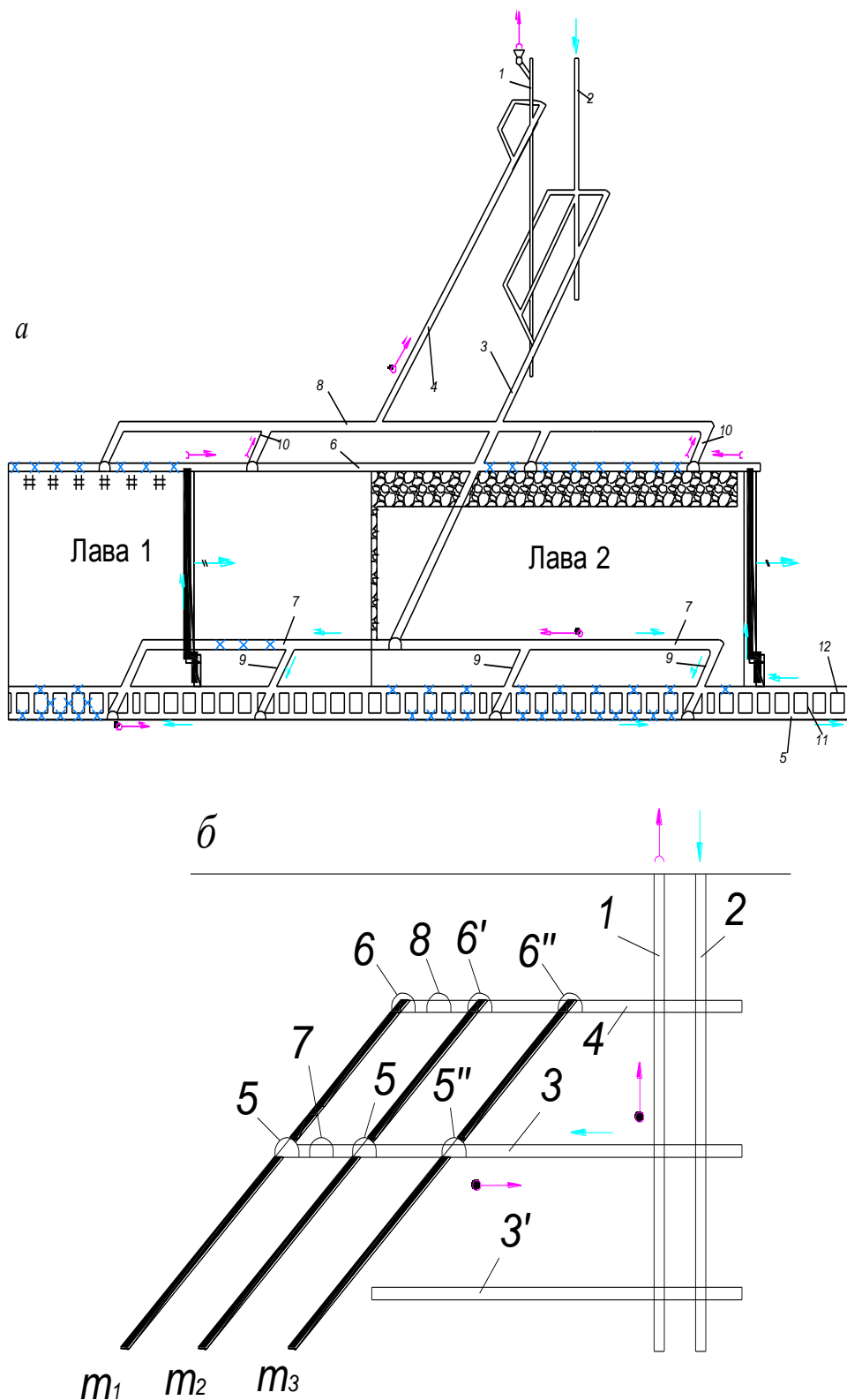


Рис. 4.4. Поверхова схема підготовки (а) та схема розкриття (б) крутих та крутопохилих пластів з використанням польових групових штреків: 1, 2 – головний та допоміжний стовбури; 3, 4 – поверхові відкотний та вентиляційний квершлаг; 5, 6 – поверхові відкотний та вентиляційний штреки; 7, 8 – польові групові відкотний та вентиляційний штреки; 9, 10 – проміжні відкотний та вентиляційний квершлаг; 11 – піч; 12 – просік

Варіанти Пв-2-а. Поверхова підготовка для похилих і крутопадаючих пластів.

Для цього варіанта відпадає потреба в проведенні бремсбергів: кожен поверх розкривається своїми поверховими квершлагами (рис. 4.4, б). Корисна копалина з лави завантажується у вагонетки і електровозним транспортом по поверхових відкотних штреку 5 і відкотному квершлагу 3 поступає до головного стовбура. При використанні групових штреків схема транспорту дещо ускладнюється: лава – поверховий відкотний штрек; 5 – проміжний відкотний квершлаг; 9 – груповий відкотний штрек; 7 – відкотний квершлаг; 3 – головний стовбур 1 (рис. 4.4, а).

Суттєвим **недоліком** варіанта **Пв-2-а** є необхідність проведення значної кількості поверхових квершлагів і пристовбурних дворів. Ускладнюється також робота підйому при переході з одного горизонту на другий.

Недоліком варіантів Пв-1 і Пв-2 поверхової підготовки є обмежені можливості отримання значного фронту робіт (кількості лав) на одному поверсі.

Варіанти Пв-1/2 та Пв-2/2 з поділом поверху на підповерхи.

Для зменшення впливу вказаних недоліків, а саме з метою збільшення висоти поверху, збільшення числа одночасно працюючих лав застосовують **варіанти Пв-1/2 та Пв-2/2 з поділом поверху на підповерхи**. Для варіантів **Пв-2/2**, крім вказаних переваг, суттєво зменшується число квершлагів і пристовбурних дворів.

Одним з **недоліків варіантів з поділом поверху на підповерхи** є ускладнення схем транспорту і вентиляції. Підготовка поверху до роботи також ускладнюється: після проведення капітальних бремсбергів і поверхових штреків необхідно пройти проміжний бремсберг (скат) та ходок для нього і тільки після цього приступати до проведення проміжних штреків. В роботу здебільшого включають одне крило поверху (дві лави), а в другому крилі ведуть підготовку нових лав.

Підготовку нижньої похилої частини шахтного поля для вказаних вище варіантів починають з проведення капітальних похилів на один-два поверхи ще в період відробки бремсбергової частини. По мірі відробки верхніх поверхів нижньої частини поля похили періодично поглиблюють на довжину одного – двох поверхів.

4.3. Панельна підготовка шахтного поля

Застосовують при пологому падінні при кутах нахилу $\alpha = 6...18$ (25)⁰, розмірах поля за простяганням від 4...5 км до 7...8 км. В залежності від розміру поля за падінням (L) застосовують: **варіанти Пн-1** – при $L = 1,6...2,4$ км – з поділом поля за падінням на дві частини (рис. 4.1, в, рис. 4.5); **варіанти Пн-2** – при $L = 2,5...3,6$ км – з поділом поля за падінням на три частини (рис. 4.1, г). Розмір панелі: за простяганням $D = 1,5...4,0$ км (ближче до оптимальних значень $D = 2...3$ км); за падінням – 0,8...1,2 км. Обмеження розміру панелі за падінням пов'язано з тим, що можливості допоміжного транспорту (кінцевої канатної відкатки) обмежені канатомісткістю барабана підйомної машини – 1200 м. Для горизонтальних пластів ($\alpha = 0...2$ ⁰) замість трьох бремсбергів використовують два панельні штреки: транспортний і вентиляційний.

Кількість панелей в шахтному полі за простяганням приймається 2...4, а за падінням, в залежності від похилої довжини шахтного поля переважно 2 або 3.

Як і для поверхового способу, для близько розташованих пластів можна застосовувати групову підготовку (*варіант Пн-1б*), а для далеко розташованих – індивідуальну (*варіант Пн-1а*). Для вказаних варіантів схеми розкриття аналогічні вказаним на рисунку 4.2, б, в, на якому капітальні бремсберги потрібно замінити на панельні, а поверхові штреки – на ярусні.

Для шахт негазових або газових з кутами падіння до $\alpha = 10^0$ для провітрювання шахти достатньо 2-х стовбурів. При $\alpha > 10^0$ для газових шахт обов'язково проводять для кожної з панелей вентиляційні стовбури. У випадках, коли верхні горизонти залягають на значних глибинах, для усіх верхніх панелей проводять один вентиляційний стовбур.

Варіанти Пн-2 панельної підготовки з поділом шахтного поля за падінням на три частини застосовують при розмірі поля за падінням 2,5...3,6 км (рис. 4.1, г). Розкриття пластів виконують головним і допоміжним вертикальними стовбурами і погоризонтними квершлагами. При цьому дві верхні частини пласта готують як бремсбергові, а нижню – похилу.

В обох групах варіантів на неглибоких горизонтах шахт 350...500 м, які є при поверховій підготовці, **для охорони виймальних штреків, головних штреків і похилих виробок** застосовують цілики вугілля. При більших глибинах розробки (понад 500...800 м) віддають перевагу безціликовому вийманню вугілля з проведення виймальних штреків впритул до виробленого простору або з повторним використанням штреків.

Для охорони головних штреків і похилих виробок, як і для глибин до 500...800 м, застосовують переважно цілики вугілля (рис. 4.5, 4.6). Для охорони капітальних горизонтальних і похилих виробок на більших глибинах переходять на більш дієвий спосіб охорони – шляхом попереднього, захисного на дроблення цих виробок без залишення ціликів між ними.

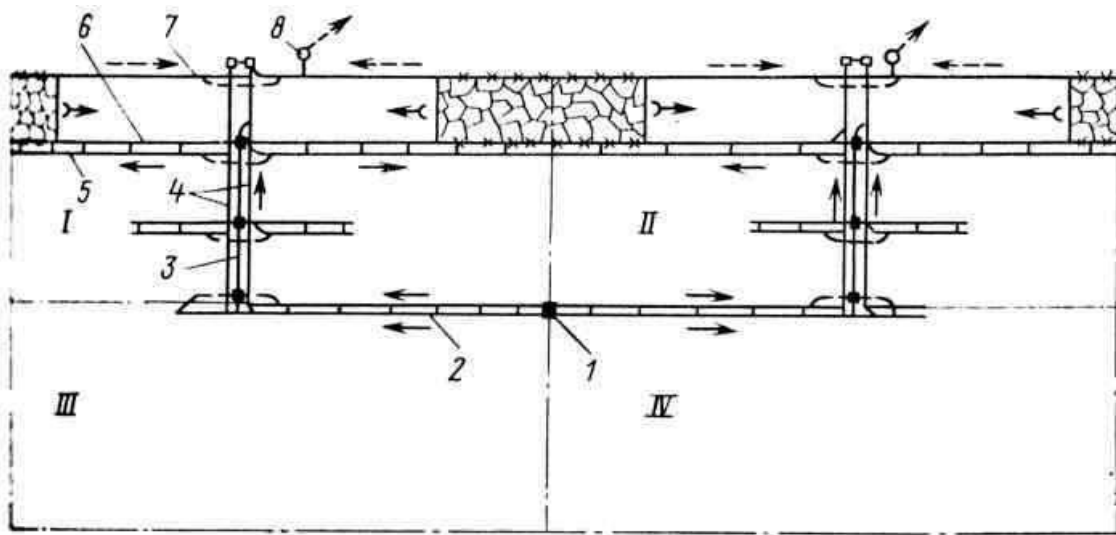


Рис. 4.5. Схема панельної підготовки із застосуванням стовпової системи розробки та охорони ярусних штреків ціликами: I, II, III, IV – панелі; 1 – квершлаг; 2 – головний відкотний штрек; 3 – панельний конвеєрний бремсберг; 4 – панельні допоміжний і людський бремсберги (хідники); 5, 7 – вентиляційні ярусні штреки; 6 – конвеєрний ярусний штрек; 8 – шурф (вентиляційний стовбур).

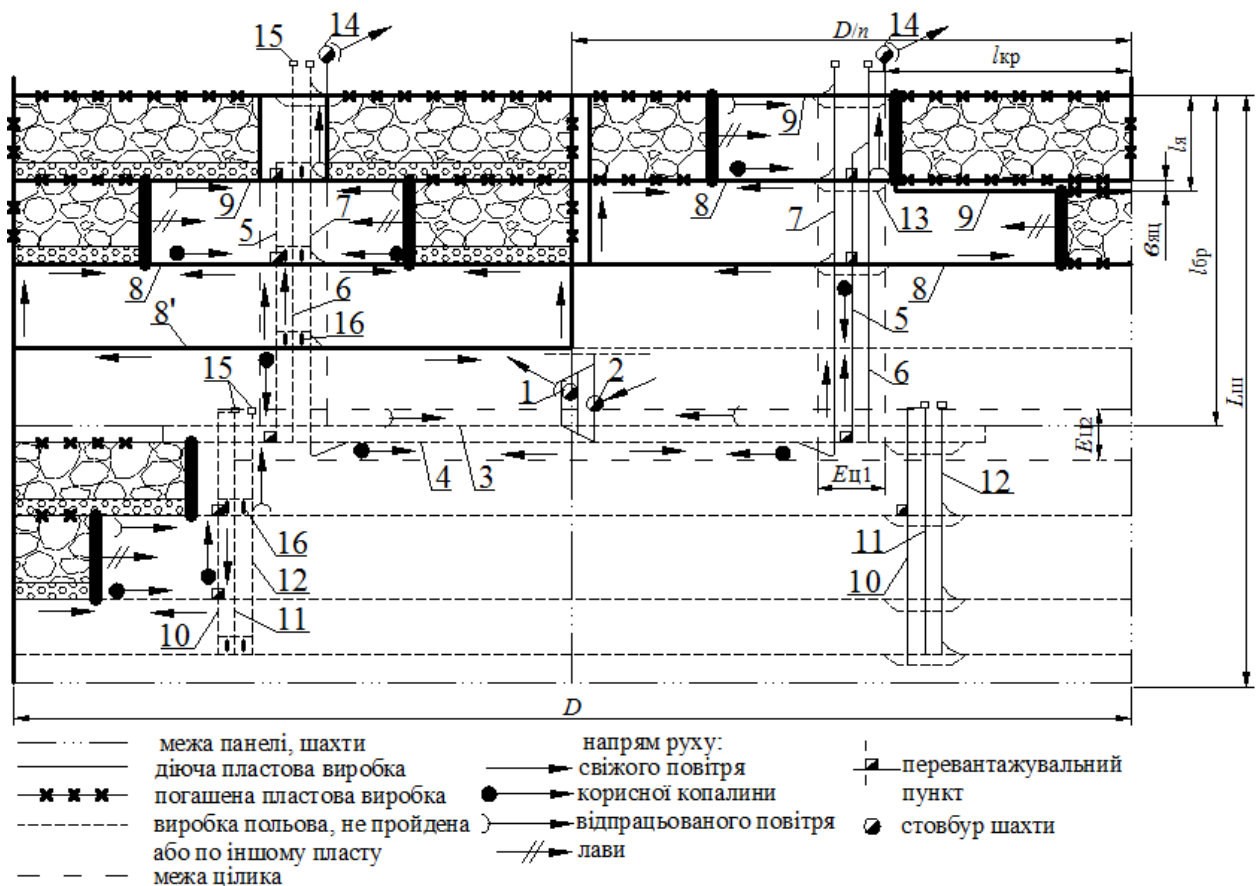


Рис. 4.6. Панельна схема підготовки пласта: ліві панелі – з повторним використанням ярусних конвеєрних штреків, праві панелі – з проведенням ярусних вентиляційних штреків впритул до виробленого простору; 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3, 4 – головні штреки: вентиляційний і транспортний; 5, 6, 7 – панельні бремсберги: конвеєрний, людський, допоміжний; 8, 9 – ярусні штреки: транспортний і вентиляційний; 10, 11, 12 – панельні похили: конвеєрний, людський, допоміжний; 13 – обхідна виробка; 14 – вентиляційний стовбур; 15 – лебідкові камери; 16 – заїзди з пластової на польові виробки.

Для провітрювання шахт негазових або газових з кутами падіння до $\alpha = 10^0$ достатньо проходки 2-х стовбурів. При $\alpha > 10^0$ для газових шахт обов'язково проводять вентиляційні стовбури.

Для варіантів панельної підготовки, як і для варіантів поверхової системи підготовки для забезпечення вентиляційного штреку новим стовпом другого ярусу від опорного тиску в період відробки верхньої лави, проведення цього штреку впритул до погашеного конвеєрного штреку необхідно починати від бремсбергів після відробки верхнього стовпа. А це призведе до затримки вводу в експлуатацію нової лави на величину тривалості проходки штреку:

$$t_{лр} = l_{см}/v_{лр}, \quad (4.1)$$

де $l_{см}$ – довжина стовпа, м; $v_{лр}$ – швидкість проведення штреку, м/міс.

Тому більш раціональним при використанні зворотного порядку відробки стовпів є підготовка після першого поверху не другого, а третього або й четвертого ярусу. Тільки у цьому випадку другий поверх можна завчасно підготувати до експлуатації. Але це призводить, як згадувалося вище, до деконцентрації гірничих

робіт, до ускладнення схем провітрювання, до збільшення витрат на підтримання виробок, на обслуговування транспортних комунікацій.

Вихід з цієї ситуації можливий шляхом застосування флангових вентиляційних збірок, від яких можна проходити вентиляційний штрек другого ярусу впритул до погашеної частини транспортного штреку з відставанням від верхньої лави на 70...100 м, по аналогії з такими заходами для поверхової підготовки (рис. 4.3).

Порядок відробки панелей у шахтному полі такий: спочатку відробляють бремсбергове поле, починаючи з ближніх до головного стовбура панелей, потім – похилове, починаючи від меж шахтного поля. Порядок відробки ярусів у панелі низхідний – з верхніх до нижніх, як і при поверховій підготовці.

Як і у попередньому способі підготовки, бремсберги можуть проводитись індивідуально по кожному пласту або груповими пластовими чи польовими, найчастіше – по відносно стійких породах в підшві нижнього пласта.

Панельна підготовка в порівнянні з поверховою має такі *переваги*:

- ✓ можливість забезпечення значного фронту очисних робіт (більшого числа діючих лав, більшої потужності шахти);
- ✓ кращі умови для застосування конвеєрного транспорту на штреках;
- ✓ менший об'єм витрат на підтримання підготовчих виробок;
- ✓ менша довжина тупикових підготовчих виробок при прохідці.

Недоліки панельної підготовки:

- ✓ необхідність проведення значної кількості похилих виробок (bremсбергів, похилів);
- ✓ ускладнення схеми провітрювання;
- ✓ більш високі попередні капітальні витрати.

При горизонтальному падінні частина недоліків відпадає. В цих умовах замість трьох панельних бремсбергів застосовують два панельні штреки. Спрощується також схема транспорту, вона одноступенева: основний транспорт – локомотивний або конвеєрний, допоміжний – електровозний від очисних вибоїв до стовбура.

4.4. Погоризонтна підготовка шахтного поля

Погоризонтну підготовку з вийманням лавами за підняттям (падінням) пласта застосовують при кутах падіння $\alpha = 0...10^0$, в окремих випадках до 12^0 (рис. 4.7, 4.8). Для шахт, небезпечних по метановиділенню, при кутах понад 10^0 вихідний струмінь з лави не повинен мати низхідного напрямку. При цьому можна виділити декілька груп варіантів.

Найпростіший **варіант Пг-1** підготовки і відпрацювання стовпів одинарними лавами з підваріантами:

- **Пг-1а** – відпрацювання стовпів одинарними лавами за підняттям;
- **Пг-1б** – коли нижня частина шахтного поля відробляється лавами за підняттям, а верхня частина – за падінням (рис. 4.1, д).

Варіант Пг-2/1 відпрацювання стовпів спареними лавами зі спільним (збірним) транспортним хідником.

Варіант Пг-2/2 відпрацювання стовпів спареними лавами двома бортовими транспортними хідниками (штреками) і одним спільним (збірним) вентиляційним хідником (штреком).

Останні два варіанти можуть мати, як і у першому варіанті, два підваріанти за напрямом відпрацювання: **Пг-2/2а** – за підняттям пласта; **Пг-2/2б** – за падінням та підняттям.

Варіант Пг-1а з відробкою одинарними лавами тільки за підняттям (рис. 4.1, е) застосовують у випадках, коли маємо притік води в очисні вибої. Підготовка ускладнюється, виникає необхідність проведення відкотного (конвеєрного) і вентиляційного штреків 5 верхнього горизонту, додаткових квершлагів 14, 16.

Порядок відпрацювання стовпів у шахтному полі може бути прямим, зворотним та комбінованим. У першому випадку стовпи відпрацюють від головного і допоміжного стовбурів до меж шахтного поля, у другому – навпаки. У першому випадку маємо короткий термін здачі шахти в експлуатацію, відносно невеликі капітальні витрати і значно вищі експлуатаційні витрати на експлуатацію магістральних виробок, ніж у другому. При порівнянні зворотного порядку відпрацювання стовпів з прямим порядком – переваги і недоліки змінюються місцями.

В багатьох випадках користуються **комбінованим порядком відпрацювання стовпів**: відробку верхньої частини шахтного поля виконують у прямому порядку – від стовбура до меж шахтного поля, нижньої частини – у зворотному. При цьому два-три стовпи навпроти пристовбурного двору відробляють в останню чергу, щоб зменшити негативний вплив зрушення масиву гірських порід при відпрацюванні вказаних лав на виробки пристовбурного двору (рис. 4.1).

При відпрацюванні світи двох і більше пластів можливі такі варіанти.

1) По нижньому пласту проводять відкотний штрек, по верхньому – вентиляційний; повітря у верхні лави подається по гезенках. Такий варіант можливий для шахт негазових або з низьким газовиділенням, тому не знайшов широкого застосування у гірничій практиці.

2) Для далеко розташованих пластів по кожному пласту проводять щонайменше по два магістральні штреки: – транспортний (відкотний чи конвеєрний) і вентиляційний, провітрювання гірничих виробок по кожному з пластів і доставка вугілля до пристовбурного двору – незалежні. Вугілля, яке поступає з обох крил верхнього пласта, пропускають по капітальному гезенку в завантажувальний бункер основного (нижнього) горизонту пристовбурного двору.

3) Для близько розташованих пластів провітрювання гірничих виробок також незалежне. Але транспортування вугілля здійснюють тільки по нижньому, зазвичай, магістральному конвеєрному штреку, на який воно передається з кожного дільничного конвеєрного хідника (штреку) по дільничних гезенках. Магістральні (головні) штреки розраховують на тривалий термін експлуатації, вони повинні також мати певний мінімальний ухил вбік пристовбурного двору для забезпечення стоку шахтної води, тому їх досить часто проводять польовими, що пов'язано як зі зміною гіпсометрії пласта, так і з механічними властивостями вміщуючих порід.

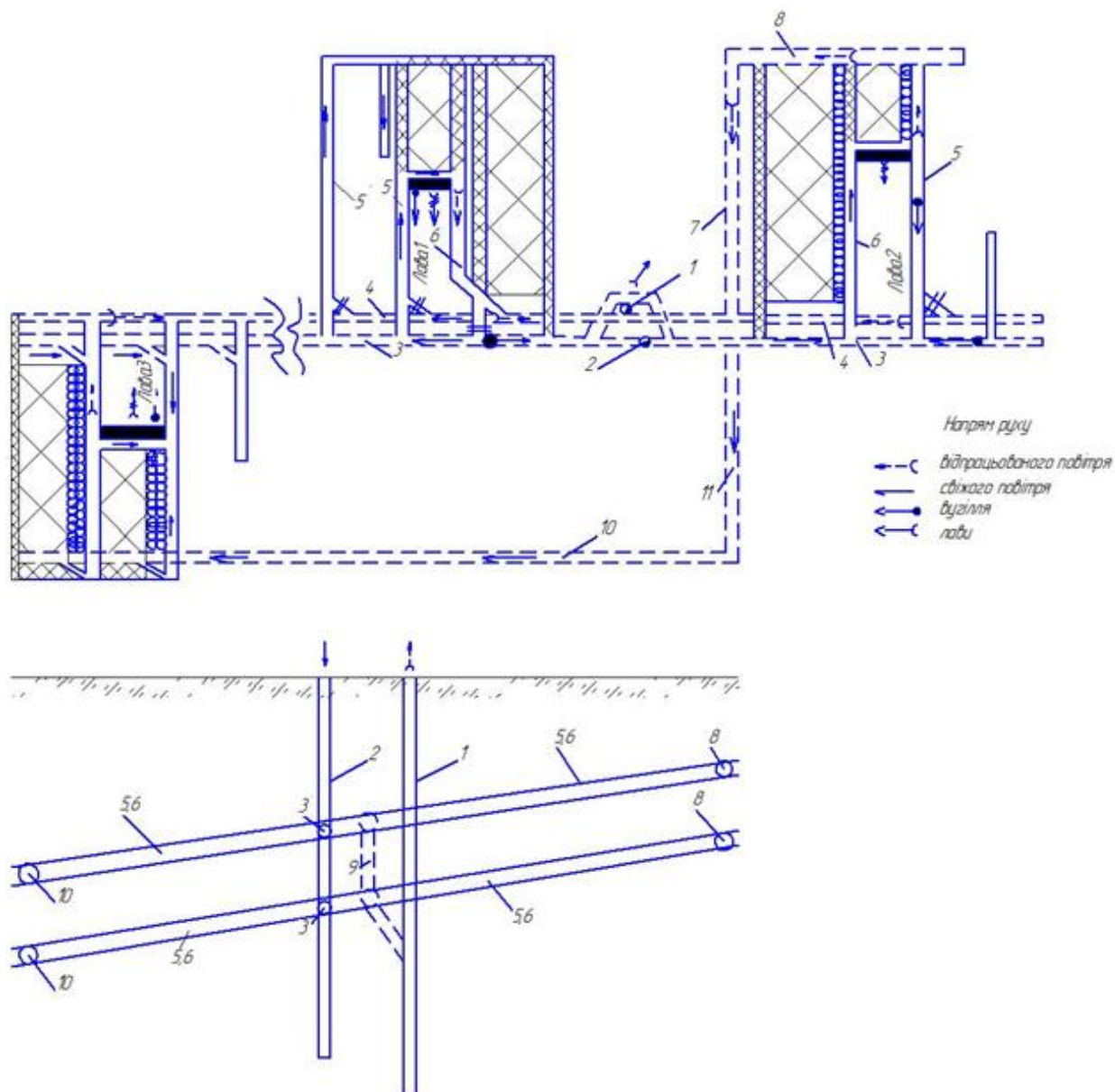


Рис. 4.7. Погоризонтна схема підготовки (а) і схема розкриття двох пластів з кутом падіння до $0...10^0$, (12^0): 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3, 4 – головні штреки: транспортний і вентиляційний; 5, 6 – транспортний і вентиляційний хідники (штреки при кутах до 2^0); 7 – допоміжний бремсберг (вентиляційна збійка); 8 – вентиляційний штрек верхнього горизонту; 9 – гезенк; 10 – дренажні штреки; 11 – допоміжний похил (хідник).

При погоризонтній підготовці застосовують переважно стовпові системи розробки. В сучасних умовах розробки пластів на глибоких горизонтах шахт застосовують безціликове виймання вугілля з проведенням виймальних штреків (хідників) впритул до виробленого простору або з повторним використанням штреків.

Як і для поверхової системи підготовки, проведення вентиляційного хідника (штреку) нового стовпа впритул до погашеного конвеєрного хідника (штреку) попередньо відпрацьованого стовпа необхідно починати після повної відробки останнього. А це призведе до затримки вводу в експлуатацію нової лави на величину тривалості проходки хідника (штреку). Тобто, нову лаву слід буде

починати через 1-2 стовпи від діючої. Отже, для проходки одного з хідників впритул до погашеного конвеєрного хідника необхідно застосовувати варіанти підготовки з використанням дренажних штреків чи інших додаткових виробок (рис. 4.7).

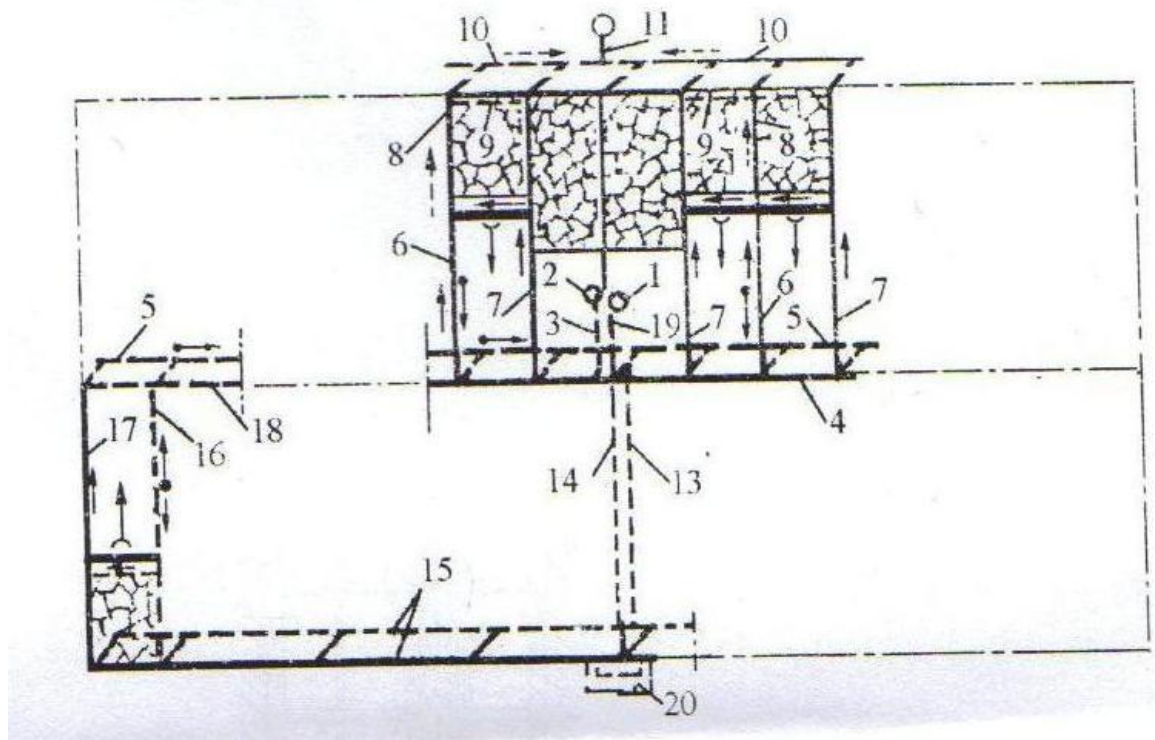


Рис. 4.8. Схема погоризонтної підготовки шахтного поля: 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3 – капітальний транспортний квершлаг; 4, 5 – головний транспортний штрек – відповідно пластовий і польовий; 6 – виїмковий бремсберг; 7 – повітроподавальний хідник; 8 – вентиляційний хідник у бремсберговій частині; 9 – розрізна піч; 10 – головний польовий вентиляційний штрек; 11 – вентиляційний квершлаг; 12 – вентиляційний стовбур; 13 – центральний ухил; 14 – хідник центрального ухилу; 15 – головні польові і пластові дренажні штреки; 16 – виїмковий ухил; 17 – вентиляційний хідник ухилової частини; 18 – головний вентиляційний штрек; 19 – головний вентиляційний квершлаг; 20 – відповідний комплекс.

Переваги погоризонтного способу над поверховим і панельним:

- ✓ спрощена схема підготовки і транспортування корисної копалини, відпадає необхідність в капітальних чи панельних бремсбергах і похилах;
- ✓ зменшується протяжність об'єму проведення підготовчих виробок;
- ✓ забезпечується постійна довжина лави, що особливо важливо для застосування механізованих комплексів при перемінному куті залягання пласта;
- ✓ забезпечується значний фронт робіт.

Недоліки: ускладнення доставки матеріалів, обладнання і породи при проведенні виймальних ходків, при експлуатації лав.

4.5. Блокова підготовка шахтного поля

Блоком називають частину шахтного поля, розкриту повітроподавальним і вентиляційним стовбурами, яка має незалежне провітрювання і пов'язана з

головним стовбуром магістральною виробкою для транспортування туди корисної копалини. Ця система підготовки ґрунтується на базі панельної або погоризонтної підготовки, коли кожна панель або певна частина шахтного поля (при погоризонтній підготовці) має автономне (секційне) провітрювання (рис. 4.1, ж, з). **Блокову підготовку (інколи її називають блоковим розкриттям)** застосовують на шахтах пологого і похилого падіння зі значним метановиділенням і розмірами шахтного поля за простяганням понад 8...10 км та за падінням до 3...4 км.

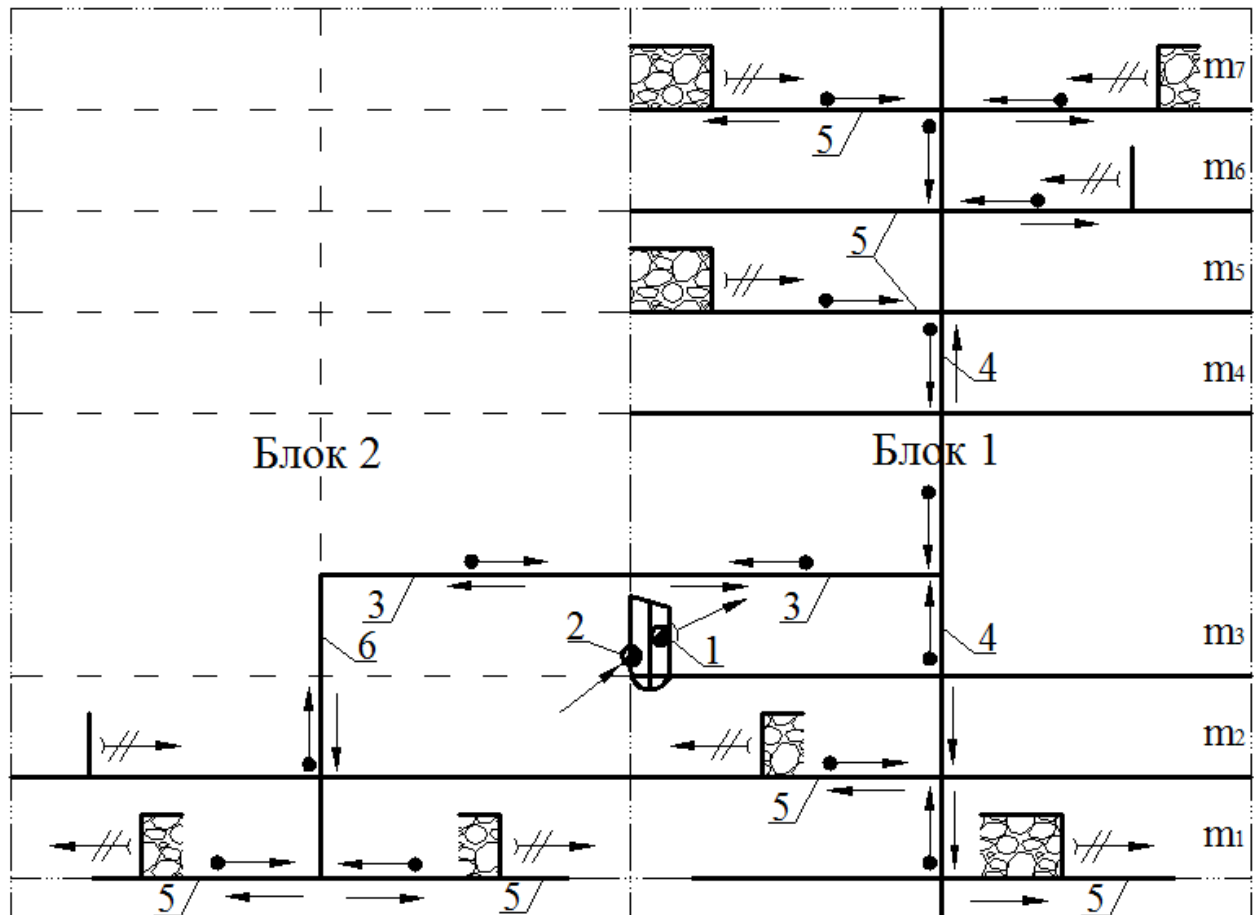


Рис. 4.9. Схема виробок діючого відкотного горизонту для крутопохилих і крутих пластів при поверхово-блоковій підготовці: 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3 – головний транспортний штрек; 4, 6 – проміжні (блокові) транспортні квершлагі; 5 – поверхово-блокові пластові транспортні штреки.

Поділ шахтного поля на блоки (секції) дозволяє суттєво збільшити подачу повітря в шахту в межах допустимих значень депресії вентиляційних мереж блоків, а отже, збільшити кількість одночасно працюючих лав і потужність шахти. На глибоких горизонтах, де має місце значна тепловіддача від бічних порід у гірничі виробки, значно скорочується шлях свіжого повітря з поверхні до вибоїв, зменшується його підігрівання за рахунок тепловіддачі від вміщуючих порід.

Видобуту корисну копалину кожного з блоків транспортують магістральними до головного стовбура, розташованого в центральній частині шахтного поля. Отже, підняття корисної копалини, технологічна схема її обробки і відправки замовнику залишаються централізованими. Доцільність поділу шахти на блоки, оптимальний

розмір блоків і їх кількість, потужність блоків та шахти визначають на основі відповідних розрахунків. У більшості випадків оптимальний розмір блоків становить: за простяганням 2...4 км, за падінням – 1,8...2,4 км (інколи більше).

Для крутопохилих і крутих пластів блокова підготовка має свої особливості. На блоки поділяють окремі горизонти, а не пласти в цілому (рис. 4.9); кожен блок розкривають окремими блоковими квершлагами, але *схема вентиляції шахти залишається централізованою. Таку підготовку називають ще поверхово-блоковою*. У цьому випадку з'являється можливість суттєво збільшити кількість одночасно працюючих лав на одному горизонті, зменшити довжину виймальних штреків для кожної з лав удвічі (при поділі поверху на два блоки), а отже, спростити їх провітрювання і зменшити витрати на підтримання.

4.6. Комбінована підготовка

При зміні гірничо-геологічних умов (кута падіння, газоносності, притоку води), зміні технології видобутку переходять від однієї системи підготовки до іншої. Наприклад, при розкритті шахти похилими стовбурами: верхня частина пласта має поверхову, нижня – панельну підготовку. Або верхня частина поля з кутами падіння $10...20^0$ має панельну підготовку, а нижня з кутами до 10^0 – погоризонтну. У цих випадках намагаються максимально використати переваги кожної з систем підготовки. Приклад комбінованої підготовки шахтного поля наведено на рис. 4.10.

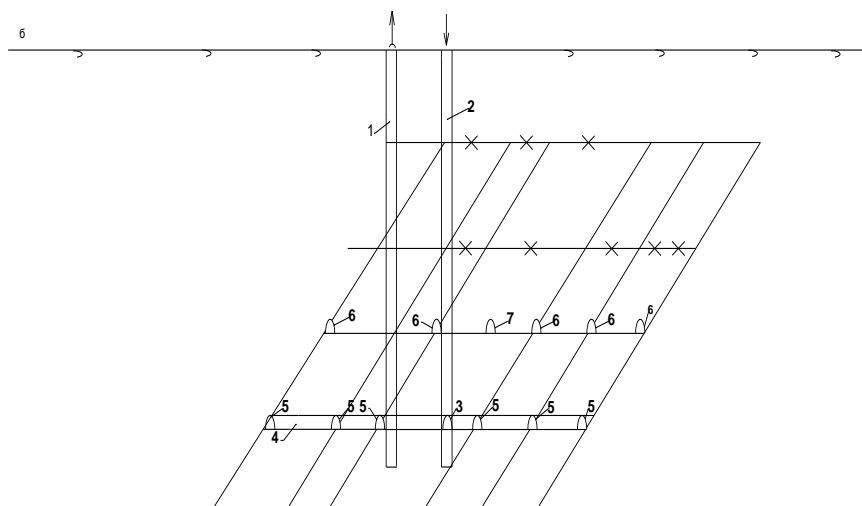


Рис. 4.10. Поверхово-блоковий спосіб підготовки (а) і розкриття (б) крутопохилих пластів: 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3 – головний транспортний штрек; 4 – проміжний транспортний квершлаг; 5 – поверхово-блокові транспортні штреки; 6 – поверхово-блокові вентиляційні штреки; 7 – головний вентиляційний штрек.

4.7. Сучасні технічні рішення з вибору параметрів підготовки шахтного поля

З метою ознайомлення з методикою і практикою прийняття конкретних технологічних рішень на стадії проектування шахт *розглянемо обґрунтування сучасних технічних рішень з вибору параметрів підготовки шахтного поля, систем розробки* на прикладі рішень, прийнятих у проекті будівництва шахти «Любельська» №1-2 Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну України, виконаному інститутом ДВАТ «Луганськдіпрошахт» відповідно до завдання ДП «Сі-Сі-Ай Любеля» у 2008 році.

Вихідні дані і параметри шахти «Любельська» №1-2 наступні. Розміри шахтного поля складають: за простяганням – 15,8 км, за падінням – 2,8...4,5 км, кут падіння пласта 0...5°. Шахтне поле за простяганням поділено на два блоки №1 і №2, природною межею між якими є скид №4. Балансові запаси вугілля, які підлягають розробці у межах шахтного поля, становлять 159,0 млн. т, промислові – 133,7 млн. т. Проектна потужність шахти – 5200 тис. т вугілля на рік. Глибина залягання 660...930 м. Спочатку роботи намічають проводити у блоці №1, а пізніше підключають блок №2.

Пласти n_7^B , n_7^1 і n_7 передбачається розробляти в низхідному порядку. Мінімальне випередження очисних робіт по падінню (підняття) або простягання по верхньому пласту – 2 виїмкових стовпа.

Враховуючи викладене, даним проектом до подальшого розгляду *прийнято два варіанти підготовки шахтного поля і розташування магістральних виробок*:

- **I варіант** – погоризонтна підготовка шахтного поля з розташуванням магістральних виробок біля верхньої і нижньої меж шахтного поля з охороною магістральних виробок ціликами вугілля, що виключають шкідливий вплив очисних робіт, або проведення їх в безвугільній зоні;
- **II варіант** – комбінована підготовка шахтного поля – погоризонтна і панельна з розташуванням магістральних виробок:
 - на південному крилі блока №1 та їх охорона, як і в I варіанті;
 - на північному крилі блока №1 і в блоці №2 – у середній частині поля з проведенням їх в попередньо надробленому масиві.

У даних варіантах в технологічній схемі шахти передбачені наступні спільні елементи:

- поділ шахтного поля на два блоки. В першу чергу відпрацьовується блок №1, потім – разом два блоки №1 і №2. Одногогоризонтна схема розкриття кожного блока – двома центрально-здвоєними вертикальними стовбурами. Горизонт 830 м в блоці №1 закладається під пластом n_7 на відмітці мінус 610 м;
- задача блока №1 в експлуатацію в дві черги:
 - ✓ I черга – введення в експлуатацію в блоці №1 по стовповій системі розробки двох лав по пласту n_7^1 – 1 південної і 1 північної;
 - ✓ II черга – введення в експлуатацію в блоці №1 на 3 році роботи шахти третьої лави – 4 південного пласту n_7^1 ;

- підготовка шахтного поля, враховуючи, що вугільні пласти n_7^B , n_7^1 і n_7 схильні до гірських ударів – польова;
- низхідний порядок відпрацювання зближених пластів n_7^B , n_7^1 і n_7 ;
- послідовність виїмкових стовпів в блоках – від виробленого простору на масив, що виключає їх відпрацювання через стовп;
- стовпова система розробки із збереженням позаду вибою лави конвеєрної виробки для повторного використання. Максимальна довжина лав при потужності пласта менше 1,4 м – 250 м, більше 1,4 м – 300 м;
- механізація очисних робіт – стругові та комбайнові комплекси;
- прямотруменева схема провітрювання виїмальних ділянок з підсвіженням і видачею вихідного струменя повітря на вироблений простір.

I варіант

Групові виробки для підготовки шахтного поля розташовують в підшві пласта n_7 впродовж верхньої (горизонт 700 м) і нижньої (горизонт 830 м) межі шахтного поля. Функції горизонтів розділені. Горизонт 700 м передбачається використовувати переважно для обслуговування очисних і частково – підготовчих робіт (проведення польових штреків цього горизонту), горизонт 830 м – для гірничопрохідницьких робіт по відтворенню лінії очисних вибоїв. На кожному горизонті передбачається проведення двох магістральних штреків. На горизонті 700 м – відкотного і конвеєрного, на горизонті 830 м – відкотного і вентиляційного. Охорона магістральних штреків передбачена ціликами вугілля або їх проведенням в безвугільній зоні.

У даних гірничо-геологічних умовах, коли горизонт 830 м з боку стовбурів розкривається горизонтальними квершлагами, а горизонт 700 м – похилими магістральними виробками, це рішення забезпечує:

- систематизацію вантажопотоків в шахті за видом транспорту;
- розділення вентиляційних потоків по двох горизонтах і як наслідок зменшення депресії гірничих виробок;
- роздільну виїмку вугілля і породи при проведенні виробок на пластах потужністю більше 1,1...1,2 м комбайнами вибіркової дії. Це досягається за рахунок транспортування вугілля і породи по горизонту 830 м у вагонетках. При проведенні виробок пластів з горизонту 700 м ця можливість практично виключається, оскільки її рішення вимагає проведення додаткових виробок;
- можливість організації доставки вугілля і породи по горизонту 700 м єдиним транспортним потоком без істотної зміни якісних показників видобутого вугілля в цілому по шахті. У цьому випадку збільшення зольності гірської маси на горизонті 700 м компенсується роздільним транспортуванням вугілля і породи по горизонту 830 м. При передачі породи з польових штреків горизонту 700 м на горизонт 830 м необхідно на кожному крилі блока мати додаткову виробку, обладнану стрічковим конвеєром.

Підготовка шахтного поля – погоризонтна, з відпрацюванням виїмкових стовпів лавами за підняттям і частково – за падінням (при відпрацюванні 20...25% довжини кожного стовпа від нижньої межі до осі складки виїмання проводитиметься за падінням, далі – за підняттям).

Довжина стовпів в блоці №1 на північному крилі складає 3300...3750 м, на південному крилі до скиду №5 – 3300 м, за скидом №5 – 3000...1200 м, зменшуючись в південному напрямку. В блоці №2 – 3200...1000 м (південне крило) і 1300...4000 м (північне крило).

II варіант

Схема підготовки шахтного поля – комбінована: на південному крилі блока №1 – погоризонтна з відпрацюванням лав за підняттям і розташуванням групових магістральних виробок, як і у варіанті I (рис. 3.16, Л-2.2), на північному крилі блока №1 і в блоці №2 – панельна з відпрацюванням лав за простяганням. При цьому, при відробітку виїмкових стовпів за простяганням на північному крилі блока №1 в якості підготовчих виробок будуть використані не бремсберги, а східні магістральні виробки, що пройдені від стовбурів і розкривають південне крило цього блока на горизонті 700 м. Але у цьому випадку виникає потреба у проведенні східної вентиляційної магістралі, отже кількість східних магістралей збільшується до 3. У блоці № 2 для цієї мети необхідне проведення додаткових панельних виробок.

На північному крилі блока №1 в першу чергу намічається відпрацьовувати східну частину цієї ділянки шахтного поля. При цьому для забезпечення прямоструменного провітрювання виїмкових ділянок і відведення вихідного струменя повітря на східну вентиляційну магістраль передбачається використовувати монтажний хідник і конвеєрний штрек суміжного виїмкового стовпа. Тому при відробленні виїмкових стовпів для кожного очисного вибою замість 2 штреків, в роботі знаходитимуться 3 штреки.

Міжблокові магістральні виробки розташовуються в середній частині шахтного поля і проводяться в попередньо надробленому спеціальними лавами гірському масиві. Кількість магістральних виробок – 2, допоміжна і конвеєрна. Магістральні польові виробки передбачається проводити з відставанням від вибою розвантажувальної лави не менше $0,75L_0$ (де L_0 – ширина зони опорного тиску, в даному випадку $L_0 = 90$ м) за межами зон інтенсивного розшарування порід ґрунту і не менше 10 м від підшви пласта n_7 .

Роботи по розвантаженню масиву організовуються таким чином. Спочатку на південному крилі блока №1 в районі центральних магістральних виробок по стовповій системі зворотним ходом відпрацьовується лава по пласту n_7^1 , потім з відставанням у 3 роки – лава по пласту n_7 . Розвантажувальною буде лава пласта n_7 , яку також планують відпрацьовувати зворотним ходом по стовповій системі.

Блок №2 розкривається двома вертикальними повітроподавальними і вентиляційними стовбурами. Підготовку лав блока №2 передбачається здійснювати від вертикальних стовбурів цього блока. На південному крилі блока №2 в районі центральних магістральних виробок робочу потужність мають пласти n_7^B , n_7^1 і n_7 . В першу чергу передбачається підготувати виїмковий стовп по верхньому пласту n_7^B і його відпрацювати на стовбури блока №1. Враховуючи, що довжина цього виїмкового стовпа складає більше 4000 м, його підготовка планується парними штреками. Одночасно з веденням очисних робіт в лаві пласта n_7^B з необхідним відставанням від діючої лави проводять виїмальні штреки для лави по пласту n_7^1 . На північному крилі блока №2 в районі центральних магістральних виробок спочатку

відпрацьовується лава по пласту n_7^B , потім – по пласту n_7 , яка і буде розвантажувальною лавою.

При панельній підготовці блока №2 для реалізації роздільного транспортування вугілля і породи з очисних і підготовчих вибоїв та забезпечення можливості роздільної виїмки вугілля і породи в підготовчих вибоях, необхідно:

- ✓ проведення замість двох – три панельні виробки, одна з яких буде призначена для транспорту породи і вугілля з підготовчих вибоїв. Доставка вугілля з очисних вибоїв в цьому випадку здійснюватиметься по іншій виробці. Або в одній виробці встановити два конвеєри – один для доставки вугілля з очисних вибоїв, другий для доставки породи і вугілля з підготовчих вибоїв. При порівнянні варіантів підготовки шахтного поля прийнято устаткування однієї виробки двома конвеєрами;
- ✓ обладнати міжблокові центральні магістральні виробки рейковими дизелевозами для доставки породи і вугілля з підготовчих вибоїв в пристовбурний двір блока №1 у вагонетках.

Технічні рішення по розробці південного крила блока №1 зберігаються по варіанту I. Довжина стовпів на південному крилі блока №1 також зберігається по I варіанту. На північному крилі блока №1 і в блоці №2 довжина стовпів становить 1900...2900 м.

Для будівництва шахти прийнято 2-й варіант схеми підготовки шахтного поля з виділенням в I черзі будівництва пускового комплексу по введенню в експлуатацію по суцільній системі розробки 2 лав – 1 південної пласта n_7^1 і 1 південної пласта n_7 . Випередження між очисними вибоями прийнято не менше 150 м, що виключає вплив підробки у бік виробленого простору позаду вибою лави. В першу чергу відпрацьовується 1-а південна лава пласта n_7^1 , потім з відставанням 280 м – 1-а південна лава пласта n_7 .

Таким чином, підготовка шахтного поля передбачена комбінована – погоризонтна та панельна з проведенням міжблокових магістральних виробок в середній частині поля в попередньо розвантаженої спеціальними лавами зоні. На південному крилі блока №1 по бортах мульди в підшві пласта n_7 проводяться дві групи здвоєних польових магістральних штреків. Перша група – на горизонті 700 м, друга група – на горизонті 830 м. Штреки є груповими при відпрацюванні зближених пластів n_7^B , n_7^1 і n_7 . Відстань між штреками в кожній групі – 45 м.

Транспорт вугілля від очисних вибоїв до головного стовбура – конвеєрний.

Південний магістральний відкотний штрек горизонту 700 м в районі східних магістральних виробок закладений на 26 м нижче підшви пласта n_7 . За умови його проведення на підйом ($i = 0,003$) на відстані 2000...2500 м від східних магістральних виробок штрек буде закладено в породах підшви пласта n_7 , далі – в породах покрівлі цього пласта. Південний магістральний конвеєрний штрек горизонту розташовується на 10 м нижче. На горизонті 700 м кожна виймальна виробка верхнього (або нижнього) пласта з'єднується за допомогою дільничного горизонтального і похилого квершлагів з відкотним штреком і гезенком – з конвеєрним штреком.

На горизонті 700 м (південне крило блока №1) відкотний штрек розташовується безпосередньо на горизонті 700 м, а конвеєрний штрек на 10 м

нижче. Відстань по вертикалі від підшови відкотного штреку до підшови пласта n_7 в блоці №1 складатиме 15...20 м. Кожна виймальна виробка верхнього (або нижнього) пласта з'єднується за допомогою дільничного горизонтального і похилого квершлагів з відкотним штреком і гезенком – з конвеєрним штреком.

На горизонті 830 м (південне крило блока №1) штреки розташовуються на одному рівні на глибині 10...15 м від підшови пласта n_7 . Як і на горизонті 700 м кожна виймальна виробка верхнього (або нижнього) пласта з'єднується за допомогою дільничного похилого квершлагу з вентиляційним штреком і при необхідності гезенком – з відкотним штреком.

Відповідно до виконаних розрахунків, кріплення штреків горизонтів 700 м і 830 м (південне крило блока №1) передбачається металевим арковим кріпленням з профілю прокату СВП із зміцненням на окремих ділянках з нестійкими породами як порід покрівлі, так і підшови анкерами. Щільність установки кріплення – 1,25...2 рами/м, піддатливість кріплення – 350 мм. Щільність установки анкерів – 1...1,25 анкера/м². Площа перетину штреків у світлі після осідання, прийнятих по вентиляційному чиннику:

- південних відкаточних і конвеєрних штреків горизонту 700 м – 22,2 м²;
- південних відкотного і вентиляційного штреків горизонту 830 м – 20,9 м².

Як вказано вище, довжина стовпів в блоці №1 на південному крилі до скиду №5 – 3300 м, за скидом №5 – 1200...3000 м, зменшуючись в південному напрямі. З метою скорочення довжини тупикових частин виробок при їх прохідці, забезпечення можливості обстеження виробок виїмкових ділянок відділеннями ДВГРС і виходу людей з очисних і підготовчих вибоїв на випадок пожежі передбачається поділ за падінням виїмкових стовпів на 2 частини. Ділення проводиться проміжною польовою виробкою, що проводиться з магістральних виробок блока на відстані 10...15 м нижче пласта n_7 . Виконаними розрахунками встановлено, що сумарні зміщення порід на контурі польової проміжної виробки в умовах її подальшої надробки пластами n_7^1 і n_7 складуть: в покрівлі – 796 мм, в підшві – 854 мм, при додатковому зміцненні порід покрівлі і підшови анкерами – відповідно 238 мм і 429 мм. По величині зміщень порід приймається металеве аркове кріплення з профілю СВП у поєднанні з анкерами. Піддатливість кріплення – 350 мм. Заходи щодо боротьби зі зди曼ням порід підшови – підривання.

4.8. Вплив умов залягання на вибір розташування і способу охорони магістральних виробок

При виборі місця розташування і способу охорони магістральних виробок: головних штреків, капітальних і панельних бремсбергів, похилів враховують міцність вміщуючих порід, глибину залягання (гірський тиск), технічні можливості транспортних сполучень з виймальними виробками. За наявності стійких вміщуючих порід магістральні виробки проводять по робочих пластах (пластовими). Якщо ж ці породи нестійкі, а термін експлуатації виробок значний, то їх проводять по стійких породах – польовими.

При наявності світи близько розташованих пластів магістральні виробки або групи магістральних виробок, наприклад, групові бремсберги 3, 4, 5 (рис. 4.2, в)

розташовують по одному з робочих зближених пластів з більш стійкими бічними породами, а при відсутності вказаних умов – польовими.

Для охорони магістральних виробок між ними, а також між групою магістральних виробок і розроблюваною частиною шахтного поля залишають цілики шириною 30...50 м і більше. У переважній більшості випадків стійкість порід зі збільшенням глибини розробки зростає, хоча і меншими темпами, ніж гірський тиск.

На глибинах понад 600...900 м, у першу чергу при наявності газодинамічних явищ, одним з найбільш ефективних заходів захисту магістральних виробок є використання захисної дії попереднього розвантаження за рахунок виймання вище розташованих (захисних) пластів. (Межа ефективного використання охоронних ціликів для виймальних виробок ще нижча і для порід середньої стійкості та стійких становить 350...500 м. У випадках, коли вміщуючі породи слабкі, нестійкі, межа критичних глибин значно зменшується).

Нормативним документом КД12.01.01. 201-98 «Розташування, охорона і підтримка гірничих виробок при відпрацюванні вугільних пластів на шахтах України» рекомендовано переходити на проведення виробок в попередньому розвантаженому масиві у разі неможливості забезпечення експлуатаційного збереження виробок, що проводяться і підтримуються в масиві. Орієнтовні глибини, починаючи з яких розкриваючі і підготовчі виробки при кріпленні їх металевим арковим кріпленням рекомендується проводити в розвантаженому масиві, такі:

- при міцності порід на стиснення R_c до 40 МПа – 600...700 м;
- при $R_c = 40...60$ МПа – 700...900 м;
- R_c при більше 60 МПа – 900...1100 м.

Аналіз стану проведення і експлуатації магістральних виробок в умовах нестійких порід Західного Донбасу, виконаний науковцями КПП ім. Ігоря Сікорського на восьми шахтах об'єднання "Павлоградвугілля", дав змогу встановити кількісно зменшення стійкості масиву вміщуючих порід зі збільшенням глибини розробки і напруженого стану масиву. Міцність гірського масиву визначається з формули:

$$R_m = K_c K_e K_z R_c,$$

де R_c – міцність порід на стиск (МПа); K_c – коефіцієнт структурного ослаблення; K_e – коефіцієнт втрати міцності при зволоженні; K_z – коефіцієнт впливу геомеханічних умов, діапазон зміни коефіцієнта впливу K_z склав 0,53...0,98. Залежність емпірично описана виразом вигляду:

$$K_z = 1 / [1 + a (y H / R_c)^m].$$

Значення емпіричних коефіцієнтів a і m для аргілітів і алевролітів відповідно склали 0,43 і 3,30 та 0,49 і 3,40. Близькі значення коефіцієнтів обумовлені спільністю структурного і речового складу даних літотипів порід. Міцність порід на стиснення становить (МПа):

$$R_c = \gamma H,$$

де γ – об'ємна вага порід, $\gamma = 2,5$ т/м³; H – глибина залягання порід, м.

Однією з основних причин порушення ритмічної роботи шахт і погіршення основних техніко-економічних показників їх роботи є незадовільний стан

магістральних виробок, стійкість яких великою мірою залежить від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов підтримання. Для частини діючих шахт Західного Донбасу з відносно невеликими глибинами залягання (350...500 м) і слабкими вміщуючими породами (міцність порід на стиснення становить 7...20 МПа), здатними до інтенсивного здимання (шахти ім. Героїв космосу та «Західно-Донбаська»), стійкість магістральних виробок з тривалим терміном експлуатації різко знижується, кріплення приходить в незадовільний стан, виробка стає непридатною для експлуатації і потребує негайного перекріплення. Магістральні виробки були проведені комбайновим способом, кріплення типу КМП-АЗ з тампонажем закріпного простору піщано-цементним розчином.

Після ремонту магістральні штреки шахти перекріплювали металевим арочним кріпленням зі зворотним склепінням, а в зоні впливу очисних робіт – щорічно. Загальна величина прямих витрат по ремонту і непрямих, пов'язаних з простоями транспорту, очисних вибоїв, складає по шахті «Західно-Донбаська» 0,8-1,2 і по шахті ім. Героїв космосу 1,4-1,6 млн. крб. на рік (в цінах 1980 р.) [1].

Ширина зони опорного тиску попереду вибою лави змінюється від 20 м до 250 м. У зв'язку з цим залишені для охорони магістральної виробки цілики вугілля шириною 50...175 м часто не виконують захисних функцій, а зі збільшенням глибини розробки концентрують напруги, перетворюючись в так званий прес для видавлювання нестійких, схильних до здимання порід у виробку. Напруга поширюється переважно через монолітні, в'язкі шари порід. Для розглянутих умов, коли вміщуючими породами є переважно слабкі аргіліти і алевроліти, основним провідником напруг може виявитися вугільний пласт. Порушення цілісності цього провідника, а також цілісності вище і нижче розташованих порід можна досягти шляхом проведення розвантажувальної виробки. Для розвантаження магістральної виробки пропонується проведення компенсаційних виробок у вигляді просіків, печей, а також штреків з полегшеним кріпленням. При комбайновому способі проходки, який добре освоєний на шахтах Західного Донбасу, швидкість проведення розвантажувальних штреків набагато вища, ніж печей, а трудомісткість і собівартість нижча, ніж просіків. До того ж, перетин цих штреків буде значно вищий, що забезпечить більш тривалі строки виконання ними захисних функцій.

Ефективність запропонованого способу охорони перевірена на шахті ім. Героїв космосу при підході лави №1142 пласта до західного магістрального штреку №2 (23МШ) гор. 350 м. В якості паралельної розвантажувальної виробки використаний бортовий штрек №1162, що проводиться на відстані 30-40 м від магістрального.

Аналіз стану підготовчих виробок на діючих шахтах ім. В.В. Вахрушева та ім. М.В. Фрунзе ДП «Ровенькиантрацит», «Комсомольська» ДП «Антрацит» Луганської області, на яких розробляють вугільні пласти на глибинах 900...1200 м з міцністю порід 40...70 МПа, показав, що основні підготовчі виробки, які проводяться по пластах і охороняються ціликами вугілля, знаходяться в задовільному (експлуатаційному) стані. У той же час на шахтах Донецької області виробки на великих глибинах знаходяться в задовільному стані, якщо вони проводяться в попередньому розвантаженому гірському масиві.

В проекті шахти «Любельська» №1-2 Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну України, виконаному інститутом ДВАТ

«Луганськдіпрошахт» відповідно до завдання ДП «Сі-Сі-Ай Любеля» у 2008 році, де середня міцність вміщуючих порід і порід, в яких запроектовано проводити магістральні польові виробки, знаходиться в межах 30...70 МПа, магістральні польові виробки передбачено проводити в попередньому розвантаженому гірському масиві.

Розташування виробок в розвантаженому масиві необхідно виконувати з урахуванням подальшого розвитку очисних робіт розвантажувальною лавою. Відстань від межі очисних робіт розвантажувальної лави до польової виробки повинна бути не менше $0,5L_0$ (де L_0 – ширина зони опорного тиску, в даному випадку 90 м). Для зменшення або запобігання шкідливого впливу активізації зрушень порід підосви в зоні розвантаження на стан розташованих в ній польових виробок, що викликається відробкою суміжних основних лав, необхідно залишати запобіжні (опорні) цілики вугілля. Такі цілики є одним з елементів охорони основних виробок і їх призначення полягає в необхідності збереження ефекту розвантаження. Ширина опорних ціликів повинна складати $0,5L_0$.

4.9. Зв'язок схем підготовки і схем транспорту. Вузли сполучень горизонтальних і похилих виробок

При виборі та аналізі схем підготовки обов'язково розглядають можливості застосування того чи іншого виду основного та допоміжного виду транспорту, його обладнання, вузли сполучень горизонтальних і похилих виробок.

Схемою транспорту корисної копалини називають комплекс засобів переміщення копалини і гірничих виробок, що забезпечують це переміщення в межах певної ділянки або шахти від очисних вибоїв до пристовбурного двора, а при наявності похилих конвеєрних стовбурів – від очисних вибоїв до поверхні.

Підняття корисної копалини по вертикальних стовбурах і похилих понад 18° здійснюють зазвичай за допомогою скіпових підйомних установок.

В якості *засобів основного транспорту* (транспорту корисної копалини) в горизонтальних виробках на вугільних шахтах приймають переважно локомотивний транспорт – електровози з вагонетками, або стрічкові конвеєри, а на рудниках інколи дизелевози. Для транспортування корисної копалини по похилих виробках застосовують стрічкові конвеєри зі специфікою доставки вантажу згори-вниз чи знизу-вгору і досить рідко – канатну відкатку у вагонетках.

Транспортування копалини згори вниз по вертикальних або близьких до вертикальних виробках – гезенках при перепаді висот до 150 м здійснюють під дією власної ваги вантажу. При обладнанні гезенків гвинтовими спусками перепад висот може сягати 300 м. При більших перепадах висот використовують похилі квершлагги, польові скати.

Допоміжний транспорт – транспортування матеріалів, обладнання, пустої породи, доставка людей по горизонтальних виробках здійснюється переважно електровозним транспортом, а в окремих випадках, в першу чергу в конвеєрних штреках – монорейковими доріжками з канатною тягою. Для доставки людей і матеріалів по похилих виробках застосовують: одно- і двокінцеву канатну відкотку з використанням вантажо-людських лебідок; монорейкові вантажо-людські доріжки

з канатною тягою; моноканатні крісельні установки з безкінечним канатом (тільки для людей).

Основні вимоги до вузлів сполучення горизонтальних і похилих виробок: повна механізація робіт на навантажувальних пунктах; забезпечення прийому максимальних хвилинних вантажопотоків, які поступають на збірну конвеєрну лінію; забезпечення безперебійної роботи очисних вибоїв в періоди відносно короткочасних зупинок збірних конвеєрів чи в періоди (досить малих по об'єму, але тривалих за часом допоміжних чи ремонтних робіт). Конструкція вузлів сполучень горизонтальних і похилих виробок в значній мірі залежить від виду транспорту вугілля по горизонтальних і похилих виробках.

Найбільш розповсюджені наступні схеми вузлів сполучення:

- вугілля від лави транспортується конвеєрами по горизонтальних виробках на збірну (зазвичай похилу) конвеєрну лінію;
- вугілля від лави транспортується електровозами по горизонтальних виробках на збірну (зазвичай похилу) конвеєрну лінію;
- вугілля по похилій виробці транспортується конвеєрами на магістральний конвеєр головного відкотного штреку;
- вугілля по похилій виробці транспортується конвеєрами при магістральному електровозному транспорті.

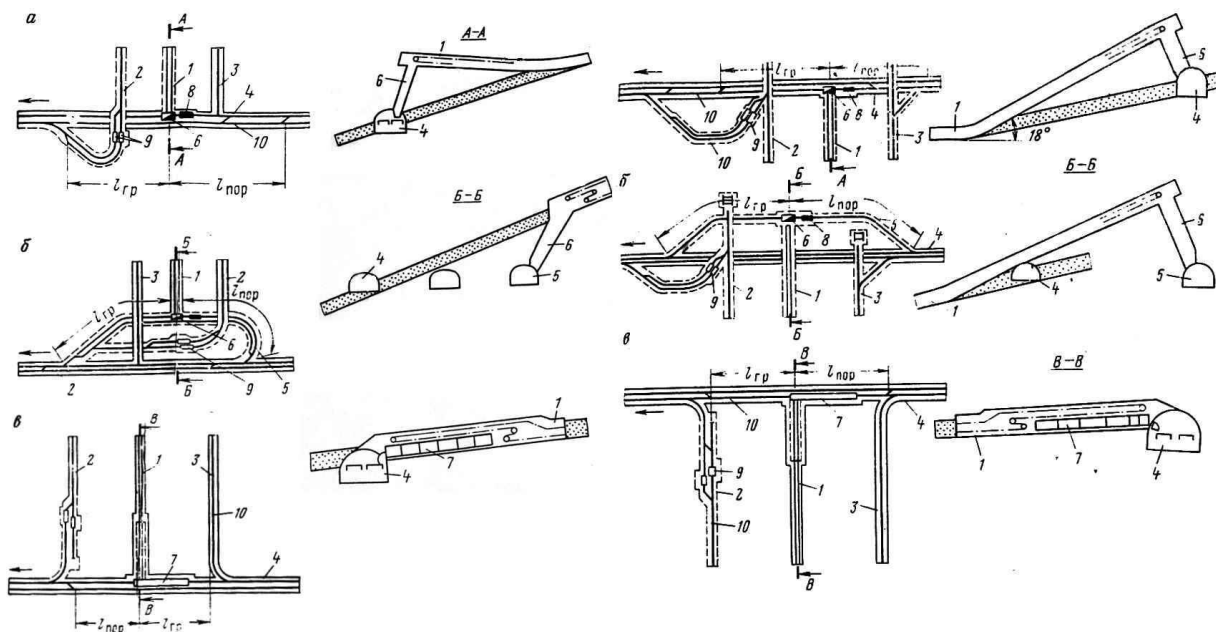


Рис. 4.11. Вузли спряження бремсбергів і похилів з головним відкотним штреком: *а* – бункер над головним відкотним штреком; *б* – бункер над обхідною виробкою; *в* – бункер-конвеєр на головному штреку; 1 – конвеєрний бремсберг (похил); 2 – допоміжний бремсберг (похил); 3 – людський бремсберг (похил); 4 – головний штрек; 5 – обхідна виробка; 6 – бункер; 7 – бункер-конвеєр; 8 – автоматизований навантажувальний комплекс; 9 – штовхач; 10 – рейкові колії.

Вузли сполучень конвеєрних ліній, які транспортують вугілля від лав по штреках зі збірними конвеєрними лініями до похилих виробок, можуть бути двох видів (в залежності від можливості прийому максимальних хвилинних

вантажопотоків): безбункерні і з вирівнюючими бункерами. Якщо сумарні максимальні хвилинні вантажопотоки, які поступають з двох і більше лав, не перевищують прийомної здатності збірної конвеєра, то приймають безбункерні вузли сполучень. Якщо ж сумарний хвилинний вантажопотік з двох чи більше лав перевищує прийомну здатність конвеєра, то облаштовуються вирівнюючі ємності у вигляді бункерів б чи бункерів-конвеєрів (рис. 4.11). При неможливості встановлення гірничих бункерів слід застосовувати збірні конвеєри з більшою прийомною здатністю.

Акумулюючі ємності у вигляді бункера чи бункера-конвеєра дозволяють забезпечити безперервну роботу лав в період короточасних зупинок конвеєрів похилих виробок. Місткість акумулюючих бункерів для кожної лави повинна складати не менше середнього півгодинного її видобутку.

На багатьох діючих шахтах, де панельні чи капітальні бремсберги (хідники) приєднуються безпосередньо до головних горизонтальних виробок, для транспортування вугілля від виймальних ділень до пристовбурного двору застосовують електровозну відкатку. Для забезпечення безперервної роботи очисних вибоїв в періоди відсутності порожняка на навантажувальному пункті при електровозній відкатці по головному штреку чи нетривалих зупинках на магістральній конвеєрній лінії на головному штреку ці пункти повинні мати акумулюючі ємності у вигляді бункерів-конвеєрів чи камер. Бункери-конвеєри слід використовувати при розробці вугільних пластів з кутом падіння до 6° .

Місткість акумулюючого бункера у вузлі сполучення конвеєрної лінії виймальної ділень з магістральною конвеєрною лінією головного відкотного штреку приймають з розрахунку розміщення не менше середнього півгодинного видобутку всіх лав ділень.

Для завантаження вугілля у вагонетки на вузлах спряжень використовують автоматизовані завантажувальні комплекси. Довжина порожнякової гілки l_n повинна дорівнювати довжині нормативного складу вагонеток та довжині одного обмінного складу. При наявності бункера нормативної ємності l_n – не менше 1,1 довжини порожнього складу, а довжина вантажної гілки l_g – не менше 1,1 довжини вантажного складу.

Для спуску-підйому матеріалів, обладнання і породи по допоміжних бремсбергах та похилах використовують здебільшого відкатку кінцевим канатом за допомогою лебідок, барабани яких розраховані на довжину каната до 1200 м; для доставки людей – такого ж типу відкатку в спеціальних вагонетках або моноканатну крісельну дорогу.

Довжина порожнякової гілки навантажувального пункту, у якого в якості акумулюючої ємності прийнятий запас порожніх вагонеток, повинна забезпечувати одночасне розміщення нормативного запасу вагонеток і одного обмінного складу, який перевозиться електровозом при кожному рейсі. Розміри навантажувальної гілки повинні бути не менше довжини порожнякової.

Для обслуговування конвеєрів в похилих виробках використовують транспортне обладнання допоміжних бремсбергів чи похилів або монтують паралельно конвеєру монорейкову доріжку.

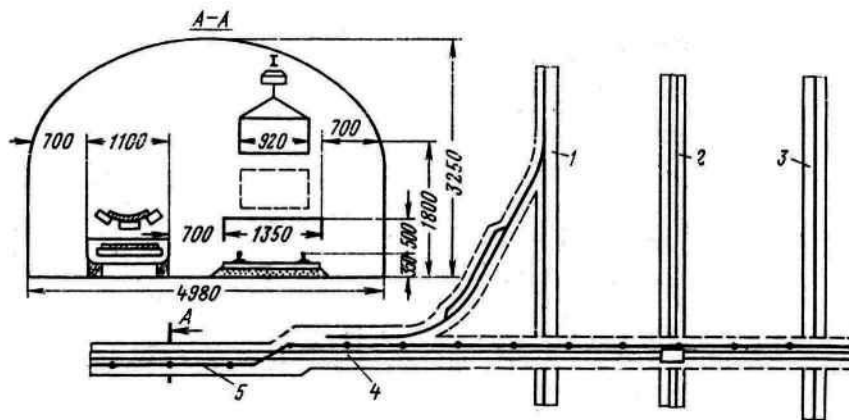


Рис. 4.12. Приймально-відправна площадка на ярусному штреку: 1 – допоміжний бремсберг; 2 – конвеєрний бремсберг; 3 – людський бремсберг; 4 – конвеєр; 5 – монорейкова дорога.

На виймальних конвеєрних виробках в якості допоміжного транспорту також використовують монорейкові доріжки. На рис. 4.12 наведено приклад розташування комунікацій на приймально-відправній площадці ярусного конвеєрного штреку і допоміжного бремсберга. Позитивною рисою монорейкової дороги 5 є можливість переходу її з одного боку конвеєрної лінії 4 на протилежний.

Для виконання навантажувальних операцій у вузлах сполучення слід використовувати або автоматизовані навантажувальні комплекси, або дистанційно керовані електричні чи електрогідравлічні штовхачі і пристосування для попередження розсипання вугілля між вагонетками.

При навантаженні вугілля безпосередньо з конвеєра у вагонетки продуктивність обладнання навантажувального пункту повинна забезпечити прийом максимального хвилинного вантажопотоку, який поступає з конвеєра. Варіанти схем розміщення акумулюючих бункерів на навантажувальних пунктах нижніх площадок бремсбергів і верхніх площадок похилів зображені на рис. 4.13.

Для обслуговування напівстаціонарних конвеєрних ліній (монтаж і демонтаж конвеєрів) в якості допоміжного транспорту слід використовувати:

- ✓ на ярусних конвеєрних штреках – монорельсові дороги з канатною дорогою;
- ✓ на поверхових штреках довжиною більше 1500 м – локомотивну відкатку чи монорельсові дороги.

Доставку матеріалів і обладнання, необхідних для обслуговування конвеєрних ліній в похилих виробках, слід виконувати за допомогою монорельсової дороги в конвеєрній виробці чи за допомогою допоміжних засобів транспорту, розташованих в паралельних допоміжних похилих виробках.

В горизонтальних виробках виймальної ділянки, по яким здійснюється перевезення основної кількості матеріалів і обладнання для обслуговування очисних вибоїв, слід застосовувати або вантажо-людські монорельсові дороги, або електровозну відкатку.

Запитання для самоперевірки

1. Що розуміють під розкриттям шахтного поля?
2. За якими параметрами класифікується система підготовки шахтного поля?
3. Що таке система підготовки шахтного поля?
4. Що таке схема підготовки шахтного поля?
5. Які показники враховують при порівнянні систем підготовки шахтного поля?
6. Які фактори впливають на вибір способу підготовки шахтного поля?
7. Дайте визначення пластової та польової підготовки?
8. У яких випадках застосовується поверхова система підготовки шахтного поля?
9. У яких випадках застосовується панельна система підготовки шахтного поля?
10. У яких випадках застосовується погоризонтна система підготовки шахтного поля?
11. У яких випадках застосовується блокова система підготовки шахтного поля?
12. У яких випадках застосовується комбінована система підготовки шахтного поля?
13. Як визначається міцність гірського масиву?
14. Як визначається коефіцієнт впливу геомеханічних умов?
15. Як визначається міцність порід на стиск?
16. Порівняйте поверхову систему підготовки з панельною.
17. Порівняйте поверхову систему підготовки з погоризонтною.
18. Порівняйте поверхову систему підготовки з блоковою.
19. Порівняйте поверхову систему підготовки з комбінованою.
20. Порівняйте панельну систему підготовки з погоризонтною.
21. Порівняйте панельну систему підготовки з блоковою.
22. Порівняйте панельну систему підготовки з комбінованою.
23. Порівняйте погоризонтну систему підготовки з блоковою.
24. Порівняйте погоризонтну систему підготовки з комбінованою.
24. Що таке схема транспорту корисної копалини?
25. Який транспорт відноситься до основного?
26. Який транспорт відноситься до допоміжного?
27. Які ви знаєте вимоги до вузлів сполучення горизонтальних і похилих виробок?
28. Які ви знаєте схеми вузлів сполучення горизонтальних і похилих виробок?

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про вибір та обґрунтування систем підготовки шахтного поля; визначення міцності гірського масиву; вибір та обґрунтування вузлів сполучень горизонтальних та похилих виробок.

Розділ 5

СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТОВИХ РОДОВИЩ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про системи розробки шахтного поля; класифікацію систем розробки; критерій оптимальності.

5.1. Загальні поняття про системи розробки та їх класифікацію

Для забезпечення можливості виймання пластів в межах виймального поля (ярусу, поверху) необхідно провести відповідні підготовчі виробки, зберегти їх на період роботи очисних вибоїв, а в деяких випадках використати їх при відпрацюванні суміжного виймального поля. Підготовчі виробки проводять до початку очисних робіт або одночасно з ними. Охорону підготовчих виробок здійснюють шляхом залишення ціликів, викладанням бутових смуг (закладки) та ін.

Системою розробки називають певний порядок проведення підготовчих виробок, нарізних і очисних робіт, узгоджений у просторі і часі. Вибір системи розробки залежить від низки геологічних, технічних та організаційних факторів, серед яких:

- умови залягання;
- потужність, кут падіння і глибина залягання пластів;
- кількість робочих пластів та відстань між ними;
- газоносність, викидонебезпечність;
- фізико-механічні властивості бокових порід;
- величина водоприпливу;
- спосіб розкриття і підготовки шахтного поля;
- спосіб проведення і підтримання підготовчих виробок;
- можливості механізації виробничих процесів.

До систем розробки висувають наступні вимоги:

– безпечне проведення гірничих робіт з урахуванням небезпечних проявів гірського тиску, руйнування кріплення, сповзання порід підшви пласта, можливості вибухів метану, раптових викидів вугілля і метану, вплив високої температури, можливість самозаймання вугілля;

– мінімальні матеріальні, трудові та енергетичні витрати на 1 т видобутої корисної копалини;

– мінімальні втрати корисної копалини, приведення їх до економічно доцільних значень.

Усі ці вимоги можна вважати як безпосередньо обраними варіантами і параметрами системи розробки, параметрами технологічної схеми очисного вибою, засобів механізації, транспорту.

Системи розробки класифікують в залежності від ряду наступних ознак.

В залежності **від потужності пластів і способу їх виймання** системи розробки поділяють на дві групи:

- системи з вийманням на повну потужність;
- з поділом пласта на шари.

В залежності **від форми і довжини вибою**:

- системи розробки з довгими очисними вибоями (лавами);
- з короткими вибоями (камерами).

Для вугільних родовищ України потужність пластів не перевищує 3,5 м і, як правило, застосовуються системи розробки з вийманням на повну потужність. Загальна класифікація систем розробки тонких і середньої потужності вугільних пластів лавами наведена на рис. 5.1.

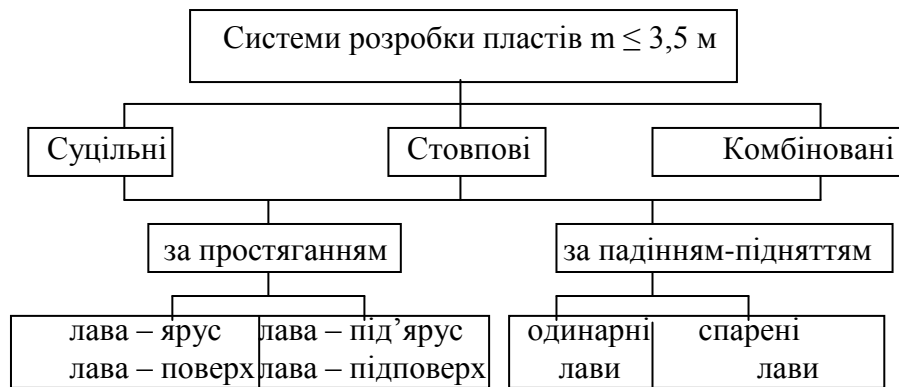


Рис. 5.1. Класифікація систем розробки тонких і середньої потужності вугільних пластів лавами

5.2. Суцільні системи розробки

Для цих систем очисні і підготовчі виробки в межах виймального поля проводять одночасно в одному напрямку, переважно від бремсбергів, ухилів чи поверхових квершлагів до меж виймального поля чи панелі (рис. 5.2). Характерною рисою цих систем є підтримання виймальних виробок позаду очисних вибоїв, де вони з одного або з обох боків межують з виробленим простором і в процесі просування лави попадають в зону підвищеного гірського тиску. Тому одним з основних питань для цих систем є підтримання транспортних і вентиляційних виймальних виробок в робочому стані.

Вказані умови експлуатації виймальних виробок обмежують область застосування цих систем розробки переважно тонкими пластами. Щодо газоносності, величини водоприпливу, глибини розробки, способу підготовки шахтного поля обмежень до застосування суцільних систем розробки в цілому немає.

5.2.1. Способи охорони транспортних і вентиляційних виймальних виробок при суцільних системах розробки

В залежності від комбінації гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов на вугільних шахтах можливе застосування різних варіантів суцільних систем розробки та варіантів розташування і охорони транспортних та вентиляційних

виробок. На рис. 5.3 та 5.4 вказані найбільш поширені варіанти охорони цих виробок.

Охорона транспортних штреків з одного боку здійснюється переважно незайманим масивом (рис. 5.2, *а, б* та рис. 5.3, крім *г*) і лише в окремих випадках – бутовими смугами (рис. 5.2, *в* та рис. 5.3, *г*). Охорона вентиляційних штреків для верхніх (перших) штреків здійснюється так само (рис. 5.2, *б* та рис. 5.4, *а, б*), а для другого і наступних поверхів чи ярусів – ціликами або бутовими смугами.

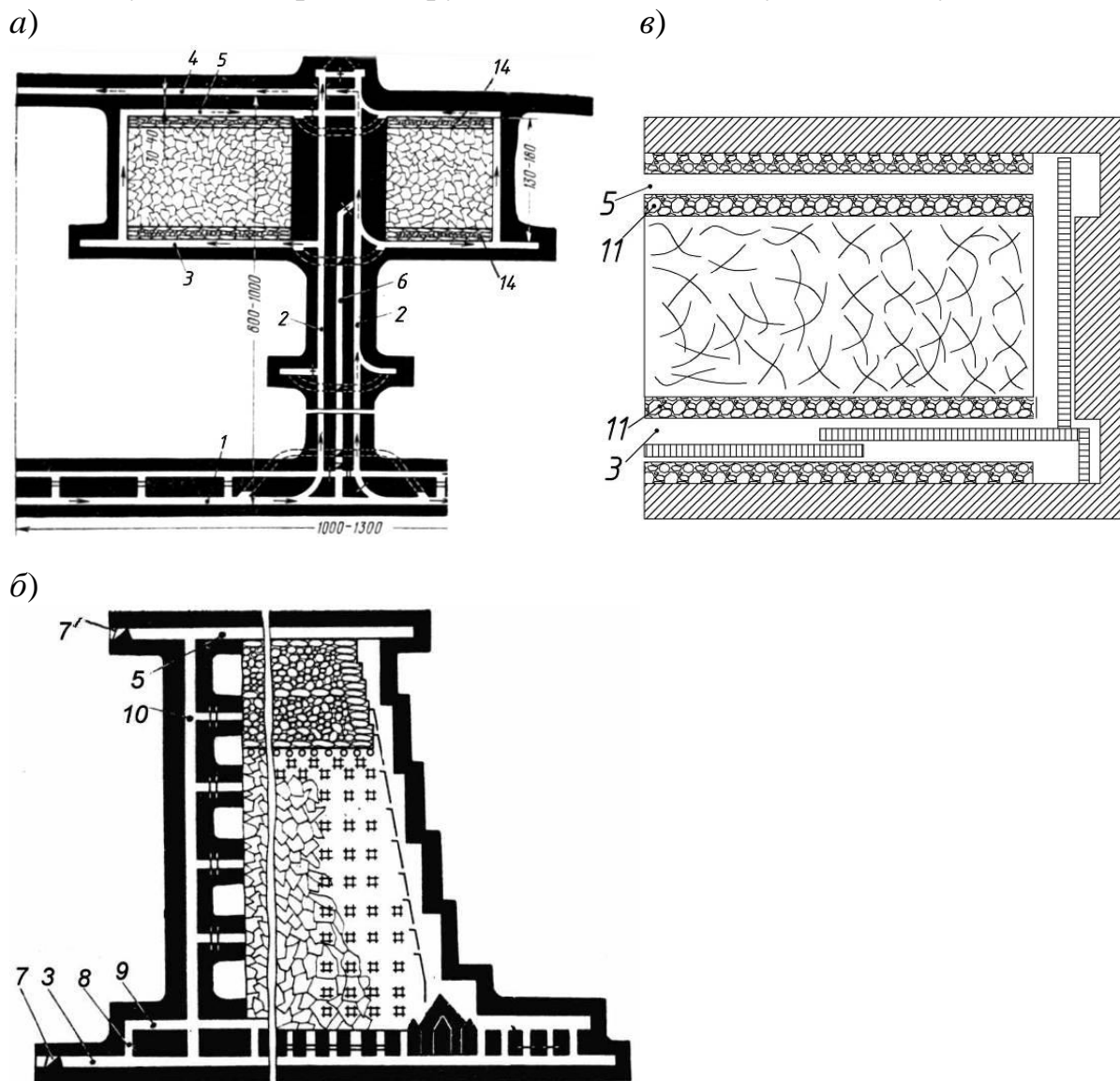


Рис. 5.2. Суцільні системи розробки, варіанти: *а* – лава-ярус для пологого падіння; *б* – лава-поверх для крутопохилого та крутого падіння; *в* – лава-поверх з відставанням поверхових штреків для пологого падіння; 1, 4 – головні відкотний і вентиляційний штреки; 2, 6 – панельні бремсберги; 3, 5 – ярусні (поверхові) відкотний і вентиляційний штреки; 7, 7' – поверхові квершлагів відкотний і вентиляційний; 8 – піч; 9 – просік; 10 – розрізна піч; 11 – бутова смуга; 12 – очисний вибій (лава)

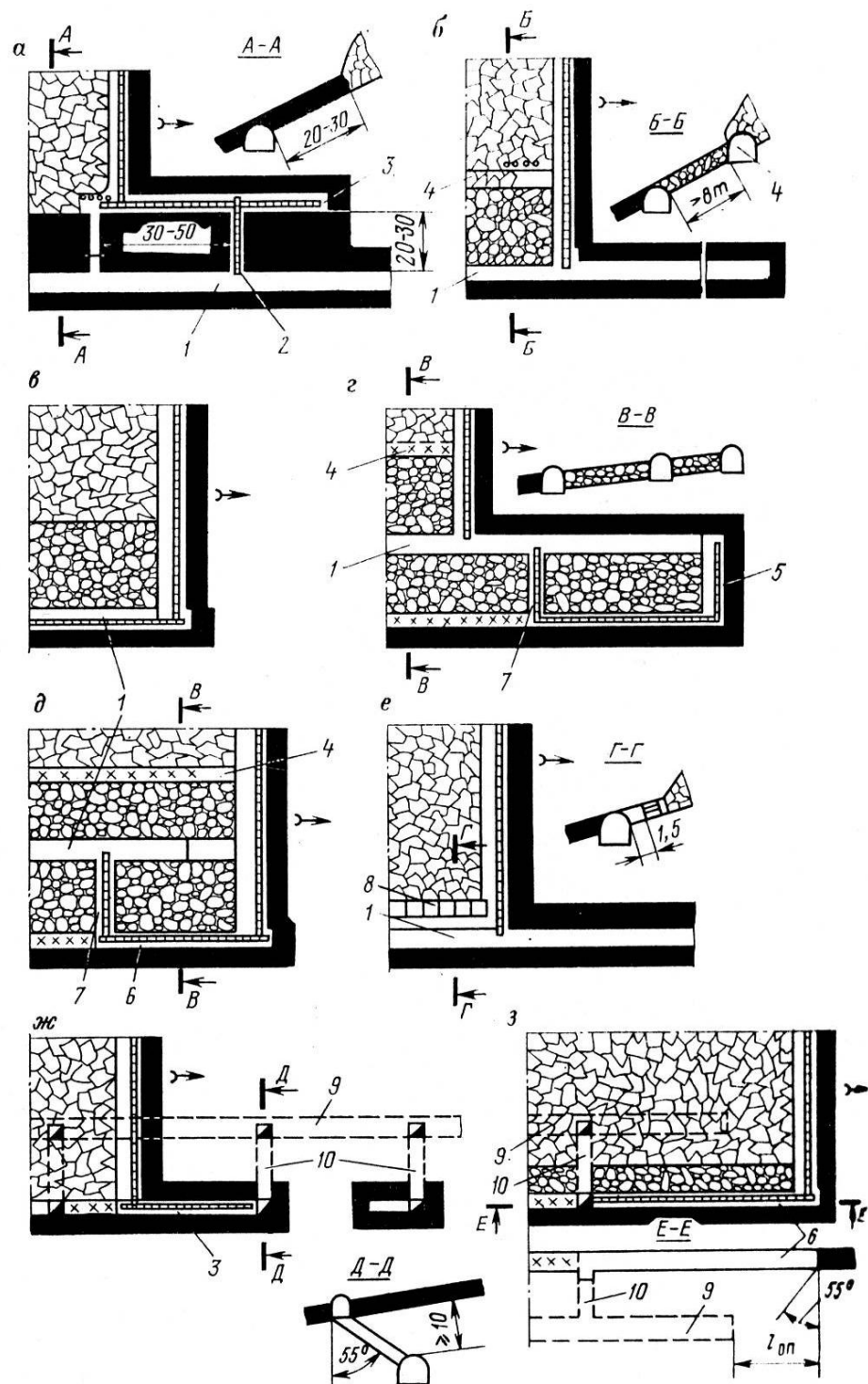


Рис. 5.3. Технологічні схеми розташування і охорони транспортних штреків при суцільній системі розробки:

– по пласту з охороною їх відповідно: *а* – ціликами вугілля, *б, в* – односторонньою бутовою смугою з випередженням вибою лави і позаду нього, *г, д* – двосторонньою бутовою смугою з випередженням вибою лави і позаду нього, *е* – односторонньою штучною бутовою смугою (з блоків залізобетонних тумб (БЗБТ), органного кріплення, кострів, кушів, вилитого бетону та ін.);

– по пустих породах (польові) відповідно: *ж, з* – з випередженням вибою лави і за лавою;

1 – транспортний пластовий штрек; *2* – піч; *3* – просіка; *4* – бутовий штрек; *5* – розкосина; *6* – косовик (або конвеєрний штрек); *7* – конвеєрний хідник; *8* – блоки залізобетонних тумб (БЗБТ); *9* – транспортний польовий штрек; *10* – похилий гезенк

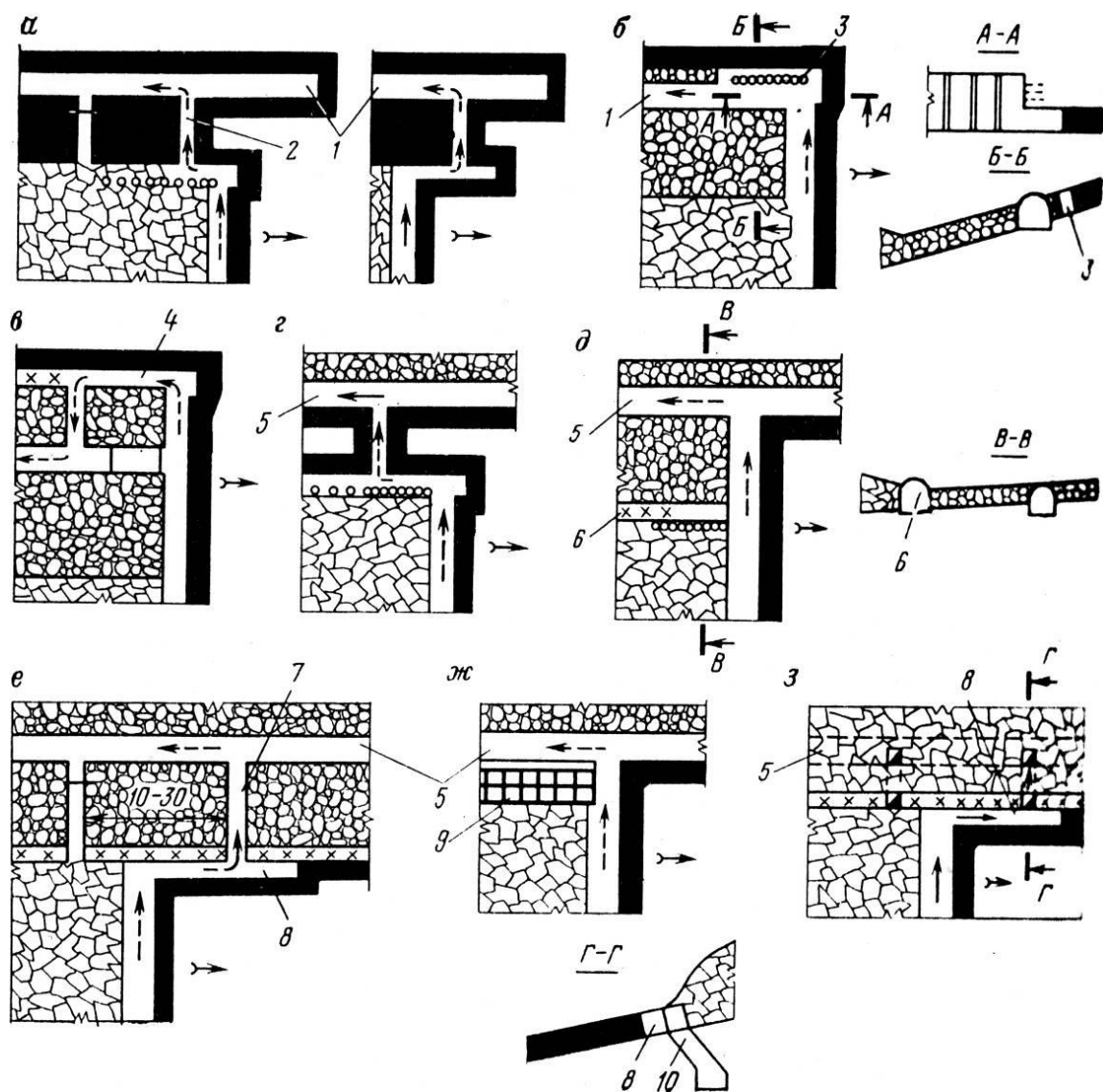


Рис. 5.4. Технологічні схеми розташування і охорони вентиляційних штреків при суцільній системі розробки:

– з проведенням нових (без повторного використання) *штреків* і охороною їх відповідно: *а* – ціликами вугілля, *б* – бутовою смугою односторонньою, *в* – бутовою смугою двосторонньою; – з повторним використанням колишніх транспортних *штреків* і охороною відповідно: *г* – ціликами вугілля і старою (раніше викладеною) бутовою смугою, *д* – новою і старою бутовими смугами, *е* – двосторонньою старою бутовою смугою, *ж* – новою штучною бутовою смугою (блоки залізобетонних тумб, вилитих бетоном, органічним кріпленням, кострами, кущами або ін.), *з* – масивом порід; 1 – вентиляційний штрек, проводиться заново; 2 – вентиляційна піч; 3 – запасний вихід з лави; 4 – косовик; 5 – колишній транспортний польовий штрек, що використовується в якості вентиляційного; 6 – бутовий штрек; 7 – вентиляційний ходок в закладці; 8 – просіка; 9 – блоки залізобетонних тумб (БЗБТ); 10 – вентиляційний гезенк

Область і особливості застосування вказаних варіантів охорони виймальних виробок з боку виробленого простору лави наступна.

Охорону виробок ціликами (рис. 5.3, *а* та рис. 5.4, *а, г*) застосовують при неглибокому їх закладанні (до 300...500 м) на пластах, не схильних до динамічних явищ з породами підшви, не схильними до здимання. Розміри ціликів залежать від міцності вугілля, глибини залягання і у більшості випадків становлять:

- для пологого і похилого падіння: за простяганням – 30...50 м, за падінням – 20...30 м;
- для крутого і крутопохилого падіння: за простяганням – 6...10 і за падінням – 8...12 м.

Для охорони транспортного штреку 1 (після проходження лави), який проводять з випередженням лави на 150...200 м (рис. 5.3, б) при потужності пласта до 1,5 м з будь-яким типом покрівлі і кутами падіння до 35°, застосовують односторонню бутову смугу. Породу для цієї смуги отримують з проведеного паралельно смузі бутового штреку 4 або з вибою транспортного штреку 1.

Варіант охорони вентиляційного штреку з боку лави **односторонньою бутовою смугою** при суцільних системах розробки (рис. 5.4, б) застосовують досить часто практично без будь-яких обмежень.

Якщо для бутових смуг використовують породу від проведення відповідних виймальних штреків, то одночасно вирішують проблему зменшення видачі пустої породи на поверхню. Механізоване закладання породи в бутові смуги здійснюють за допомогою дробильно-закладальних комплексів «Титан», скреперних закладальних комплексів УЗК-6,3 або інших.

Для ручного викладання бутових смуг, перш за все на пластах з кутами падіння понад 12°, породу зручно перекидати згори вниз, тому породу для бутових смуг, що викладають під вентиляційними штреками, отримують від проведення самих штреків, а при викладанні бутових смуг над транспортними штреками її отримують від проведення спеціальних бутових штреків (рис. 5.3, б, д). Останнім часом ручне викладання бутових смуг використовують рідше.

Охорону штреків двосторонніми бутовими смугами для умов глибоких горизонтів при наявності порід підосви пласта, схильних до здимання, та при наявності динамічних явищ (рис. 5.3, д та рис. 5.4, в), застосовують у варіантах з проведенням штреків слідом за просуванням вугільного вибою у лаві; породу від проходки використовують для викладання двосторонніх бутових смуг. Двосторонні бутові смуги застосовують також при проведенні відкотного штреку широким вибоєм з випередженням лави (рис. 5.3, з). У останньому випадку бутову смугу над штреком викладають після проходження лави.

При наявності відносно слабких бічних порід на значних глибинах транспортні штреки 9 рекомендовано проводити польовими з перепуском вугілля через похилі гезенки 10 (рис. 5.3, ж, з). При цьому найкращі умови для підтримання польового штреку мають місце при застосуванні варіанта з), коли цей штрек проводять в зоні розвантаження після проходження лави.

Способи розташування і охорони виймальних виробок при суцільній системі розробки залежать від гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов. Виймальні штреки (хідники) проводять здебільшого по пласту вузьким, інколи широким вибоєм. Якщо відкотні штреки охороняють ціликами, то проводяться додатково просіки печі (рис. 5.3, а; рис. 5.4, а, з). На пластах потужністю менше 1...1,2 м замість просіків можуть проводити конвеєрні штреки невеликого перерізу.

При розробці вугільних пластів на глибинах понад 300...500 м, а також при наявності нестійких бічних порід на вказаних глибинах, охорона виробок ціликами виявляється не ефективною, а негативний вплив ціликів відчувається при розробці

нижче розташованих пластів: під ними концентруються значні напруги, виникає зона опорного тиску. Тому в цих умовах надають перевагу способам охорони виробок бутовими смугами, викладеними з отриманих гірських порід або зі штучних матеріалів.

Недоліками охорони виробок бутовими смугами, викладеними з порушених вміщуючих гірських порід, є значна величина осідання та повітропроникність смуг, значна трудомісткість їх спорудження. Тому для пластів потужністю до 1,5 м з кутами падіння до 18° при наявності легких та середніх за обрушуваністю порід покрівлі і стійких порід підосви пласта замість викладання бутових смуг з породи споруджують значно менші за розміром і трудомісткістю зведення *смуги зі штучних матеріалів* шириною 1...1,5 м з блоків залізобетонних тумб (БЗБТ) або вилиті смуги з бетону, який швидко твердіє.

Технологія зведення вилитих смуг з бетону наступна. На відстані близько 1,5 м від штреку, де порода покрівлі ще не зазнала суттєвих зрушень, у ремонтну зміну зводять дерев'яну опалубку на довжину добового просування лави. Бетонну суміш готують за допомогою бетономішалки на штреку і насосом закачують у визначений відсік. Замість дерев'яної опалубки можна виготовити пересувну металеву. Такі смуги практично не пропускають повітря, мають більшу жорсткість, ніж породні, незначне осідання, отже виробки краще зберігаються, що важливо для повторного їх використання.

Тип штучної смуги залежить від умов застосування. При заляганні в покрівлі середньо- і важкообрушуваних порід, стійкій підосві і потужності пласта до 1,5 м застосовують блоки із залізобетонних тумб (БЗБТ), а при заляганні в покрівлі легко- і середньообрушуваних порід, стійкій підосві і потужності пласта до 2,5 м – вилиті смуги з легко твердіючих матеріалів.

5.2.2. Варіанти суцільної системи розробки лава-поверх (лава-ярус) за простяганням

Існує багато варіантів системи розробки, вказаних у наведеній вище схемі класифікації систем розробки. На рис. 5.2, наприклад, наведено три варіанти суцільної системи розробки лава-ярус за простяганням пласта. Вентиляційні штреки проводять за лавою (варіант *а*) або з невеликим випередженням (варіант *б*), а транспортні штреки – з випередженням на 150-200 м (варіант *а, б*), що забезпечує можливість проведення транспортних маневрів при завантаженні породи і вугілля з вибою, штреку і вугілля – з лави. Розглянемо найбільш характерні з варіантів.

Варіант лава-поверх або лава-ярус для пологого і похилого падіння з охороною штреків з боку лави після її проходження односторонньою бутовою смугою (рис. 5.2, *а*). У цьому варіанті для здачі лави в експлуатацію від панельних бремсбергів необхідно пройти вентиляційний штрек 5 на відстань 30...50 м від бремсбергів (на ширину цілика), а ярусний відкотний штрек 3 – на 50...150 м, пройти розрізну піч, змонтувати обладнання в лаві. Довжина лави залежить від стійкості та газоносності порід, потужності пласта, обраного обладнання і для пологого падіння знаходиться в межах 150...250 м. Охорону обох штреків здійснюють бутовими смугами без залишення ціликів вугілля.

Вентиляційний штрек проводять після проходу лави і виймання вугільного пласта. Отже, при застосуванні буро-підричних робіт для проходки вентиляційного штреку відпадає потреба в підриванні пластової частини площі штреку, відпадає потреба в бурінні і підриванні врубів шпурів. Для зручності закладання породи в бутову смугу скреперною установкою штрек проводять з верхнім підриванням породи.

Позитивною стороною цього варіанта є відсутність охоронних ціликів, а отже і відповідних втрат корисної копалини, можливість повторного використання транспортного штреку 3 (рис. 5.2, а) в якості вентиляційного при вийманні наступного поверху (ярусу). Одним з недоліків цього та подібних варіантів системи розробки є складність застосування конвеєрного транспортування по відкотному штреку одночасно вугілля з лави, вугілля і породи від проходки штреку, доставки матеріалів, людей, а також викладання бутової смуги вздовж транспортного штреку та інші роботи. Область застосування варіанта – пологі і похилі вугільні пласти будь-якої газоносності з бічними породами будь-якої стійкості.

Варіант лава-поверх на крутопохилому чи крутому падінні застосовують на пластах потужністю до 1,5 м з породами будь-якої стійкості та газоносності. В залежності від прийнятого очисного обладнання можливе застосування двох підваріантів системи розробки: *лава-поверх зі стелеуступним вибоєм з вийманням пласта відбійними молотками* (рис. 5.2, б) і підваріант з *прямолінійним вибоєм і комбайновим вийманням*.

Підготовка лави починається з проведення поверхового відкотного штреку 3 в обидва боки від відкотного квершлягу 7 та поверхового вентиляційного штреку 5 та від вентиляційного квершлягу 7' (рис. 5.2, б). Після цього за 10 м від квершлягу проводять коротку піч 8, від якої проводять просік 9, вентиляційну піч 10 між штреками і розрізну піч.

Для підготовки лави з вийманням відбійними молотками (підваріант зі стелеуступним вибоєм) від розрізної печі поступово вводять спочатку магазинний, а далі робочі уступи. Похила висота уступів залежить від міцності вугілля, стійкості вміщуючих порід і становить 8...20 м. Випередження вибою відкотного штреку відносно магазинного уступу становить не менше 50 м. Розмір магазинного уступу розраховують в залежності від потужності пласта, розмірів та кількості видобувних уступів і часу резервування, а отже від надійності роботи транспорту.

При комбайновому вийманні (підваріант з прямолінійним вибоєм і комбайновим вийманням) розрізну піч обладнують комбайном, вона стає лавою і від неї починають очисне виймання. У цьому випадку лаву нарізають під кутом 5...12° відносно лінії падіння пласта, щоб відбите вугілля скочувалося вниз до магазину по оголеній частині пласта.

Різновидом даного підваріанта є підваріант, коли застосовують безмагазинне резервування відбитого вугілля в лаві

Роль магазину у цьому разі виконує частково відгороджена нижня частина виробленого простору за лавою. Для забезпечення працюючих в лаві повітрям і безпечним запасним виходом з лави з боку виробленого простору закріплюють і підтримують додатковий хідник-просік і піч, а кут нахилу лави відносно лінії падіння збільшують до 20...26°. Варіант безмагазинного (безнішового) виймання

вугілля в лаві зменшує можливість концентрації напруг, а отже дозволяє знизити вірогідність раптових викидів газу і вугілля в лаві, але його можливо застосувати лише при наявності стійких вміщуючих порід.

Ліквідація кутів між окремими уступами, між уступом і магазином також зменшує вірогідність раптових викидів газу і вугілля.

Охорона відкотного штреку для варіанта лава-поверх зі стелеуступним вибоєм з вийманням пласта відбійними молотками передбачена ціликами, а вентиляційного – бутовою смугою, для викладки якої використовують породу, отриману від проходки вентиляційного штреку.

Варіант лава-поверх з проведенням обох штреків за лавою з охороною їх бутовими смугами без залишення ціликів вугілля (рис. 5.2, в). Така схема мінімізує утворення зон підвищених напруг і втрати корисної копалини, тому її рекомендовано застосовувати при підготовці і вийманні пластів, схильних до раптових викидів газу і вугілля та до самозаймання. Недоліками варіанта є значне ускладнення організації робіт при прохідці штреків, ускладнення робіт з викладки бутових смуг і роботи самої лави.

Цей варіант доцільно застосовувати також на глибоких горизонтах при наявності здимання (видавлювання) порід підосви пласта і великому тиску гірських порід. При вийманні пластів потужністю понад 1,3...1,5 м і наявності слабких порід такий варіант суцільної системи розробки доцільно використовувати в поєднанні з використанням польового штреку (рис. 5.3, з), який слід проводити з відставанням від вибою лави на відстань $l_{\text{в}} \geq 1,25 l_{\text{оп}}$, де $l_{\text{оп}}$ – величина опорного тиску позаду очисного вибою. Пластовий конвеєрний штрек б підтримують тільки до проміжного квершлягу 10, а далі його погашають.

5.2.3. Варіанти суцільної системи розробки за простяганням з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси)

Для вказаних варіантів поверх за падінням пласта поділяють на два-три підповерхи, а за простяганням – на виїмкові поля, довжина яких залежить від стійкості порід, типу та продуктивності виймального обладнання і для пологого та похилого падіння становить від 500 до 1000 м. Більші значення приймають для механізованих комплексів. Для обслуговування верхніх підповерхів використовують проміжні (дільничні) бремсберги і хідники (рис. 5.5). Транспортування вугілля по проміжних штреках і бремсбергах здійснюють конвеєрами. Для похилих пластів з кутами нахилу 25...45° замість проміжних конвеєрних бремсбергів обладнують скати, що суттєво скорочує транспортні витрати цього ланцюга транспортної схеми виймальної дільниці.

В залежності від газової ситуації і схеми провітрювання цю групу варіантів поділяють на дві підгрупи: з послідовним і паралельним (незалежним) провітрюванням лав, в т.ч.:

- варіант з **послідовним провітрюванням лав** – для негазових та шахт з незначним газовиділенням (рис. 5.5, в); для верхніх лав використовують також підсвіжуючий струмінь повітря через проміжні штреки;

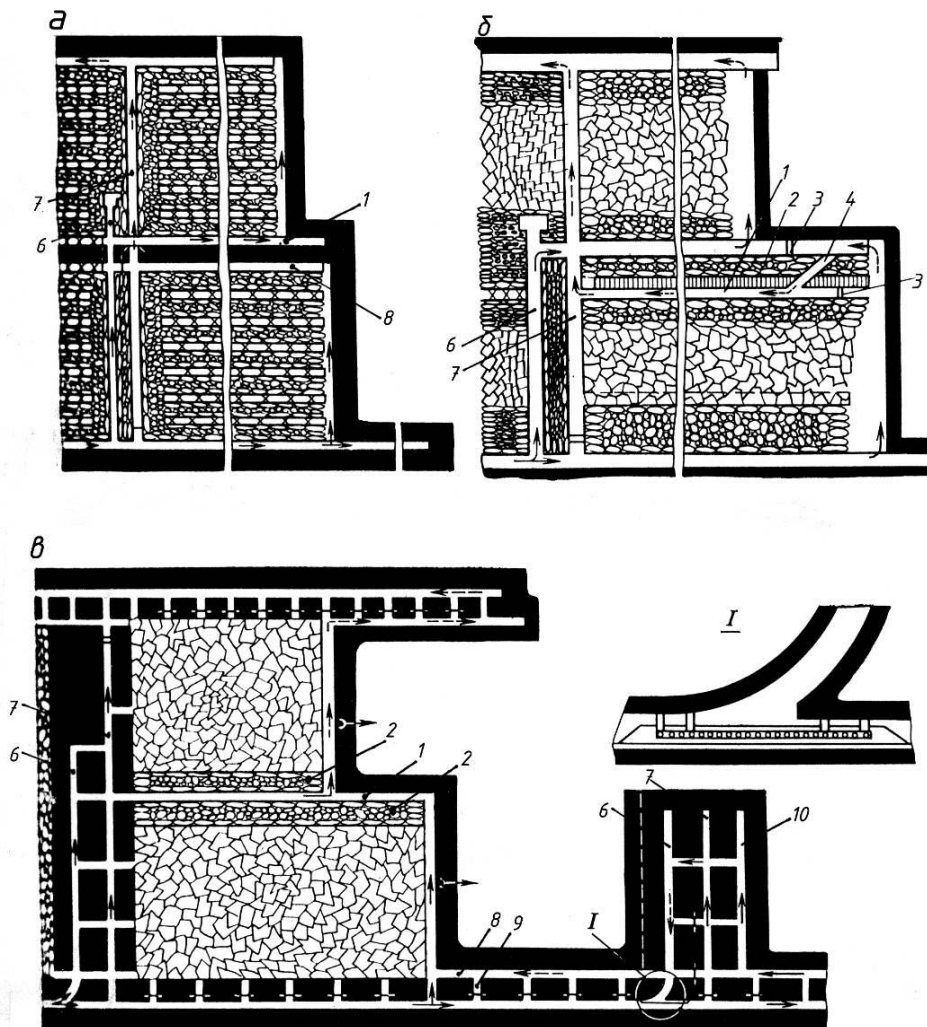


Рис. 5.5. Суцільні системи розробки, варіанти з поділом поверху на підповерхи: *а, б* – з незалежним провітрюванням лав; *в* – з послідовним провітрюванням лав; 1, 5 – проміжні конвеєрний і вентиляційний штреки; 2 – бутова смуга; 3 – вентиляційні двері; 4 – вентиляційний хідник; 6, 7 – проміжні бремсберг і хідник; 8, 9 – просік і піч; 10 – розрізна піч

○ варіант з **незалежним провітрюванням лав** – для шахт зі значним газовиділенням, а також для пластів, небезпечних по раптових викидах і суфлярних виділеннях метану (рис. 5.5, *а, б*).

В обох варіантах проміжні бремсберги можуть охоронятись як бутовими смугами, так і ціликами.

Переваги варіантів з поділом поверху (ярусу) на підповерхи над варіантами без поділу (лава-поверх):

- збільшення числа діючих лав на одному поверсі, горизонті, збільшення потужності шахти;
- збільшення висоти поверху, а отже зменшення кількості поверхів, заїздів на них і приймальних площадок;
- зменшення числа поверхових (ярусних) квершлагів, а на крутопохилих і крутих пластах – ще й кількості пристовбурних дворів.

Недоліками вказаних варіантів є ускладнення схем провітрювання очисних вибоїв, схем транспорту, зростання витрат на підтримання проміжних бремсбергів, хідників.

5.2.4. Варіанти суцільної системи розробки за падінням-підняттям

Варіанти суцільної системи розробки лавами за підняттям чи падінням застосовують при кутах падіння до 10° . Як і іншим системам розробки за падінням-підняттям, їм властиві суттєві переваги над системами розробки за простяганням, а саме: постійна довжина лави і прямолінійність підготовчих виробок в плані, що уможливлює застосування довгих конвеєрних ставів по хіднику. В лавах, які працюють за підняттям, забезпечуються також нормальні умови роботи при значних водоприпливах у вибої.

Суттєвим недоліком варіантів за підняттям-падінням є ускладнення допоміжного транспорту по виймальних ходках для забезпечення потреб проходки і очисних робіт. Тому варіанти суцільної системи розробки лавами за підняттям чи падінням у чистому вигляді застосовують рідко, переважно це перші лави, які готують на здачу шахти в експлуатацію, в подальшому переходять на комбіновану або стовпову системи розробки.

5.2.5. Область застосування, недоліки і переваги суцільних систем розробки

Область застосування цих систем розробки обмежена переважно тонкими пластами і була вказана вище. Щодо газоносності, наявності газодинамічних явищ, величини водоприпливу, глибини розробки, способу підготовки шахтного поля обмежень до застосування суцільних систем розробки в цілому немає.

Недоліки суцільних систем розробки у порівнянні зі стовповими:

- великі витрати на підтримання штреків;
- відсутня попередня розвідка виймального поля;
- взаємні організаційні перешкоди, в першу чергу транспортні при паралельному проведенні очисних і підготовчих робіт.

Для варіантів з ціликами мають місце суттєві втрати корисної копалини, а для варіантів без ціликів – зростання трудомісткості спорудження бутових смуг.

Переваги суцільних систем розробки:

- мінімальний об'єм і вартість підготовчих виробок на період введення лави в експлуатацію;
- відсутність довгих, важко провітрюваних тупикових виробок;
- сприятливі умови для видалення метану з виробленого простору лав, а при раптових викидах – більш безпечні умови відпрацювання за раптовими викидами вугілля і газу пластів.

5.3. Стовпові системи розробки

Для цих систем розробки запаси корисної копалини в межах виймального поля повністю оконтурюють підготовчими виробками до початку очисних робіт, утворюючи своєрідний стовп. Тобто підготовчі і виймальні роботи незалежні і послідовні в часі. Транспортування відбитого вугілля здійснюється в напрямку просування очисного вибою по виробках, які оточені переважно незайманим гірським масивом.

Одним з головних питань стовпових систем розробки є проведення підготовчих виробок з урахуванням стану відробки попереднього стовпа, а в окремих випадках і з урахуванням можливого повторного використання їх.

Класифікація стовпових систем розробки аналогічна класифікації суцільних систем розробки і наведена на рис. 5.1. Розглянемо найбільш поширені варіанти цих систем розробки з урахуванням особливостей проведення і підтримання підготовчих виробок та впливу відробки попереднього стовпа.

5.3.1. Варіанти стовпової системи розробки лава-поверх (ярус) за простяганням

Проведення підготовчих виробок для цих систем розробки здійснюють по пласту вузьким, інколи – широким вибоєм із застосуванням прохідницьких комбайнів або буро-підричних робіт. Як і при суцільних системах, для охорони підготовчих виробок використовують цілики, бутові смуги. Можливі варіанти охорони виймальних виробок – масив-масив, масив-цілик або масив – бутова смуга (рис. 5.6).

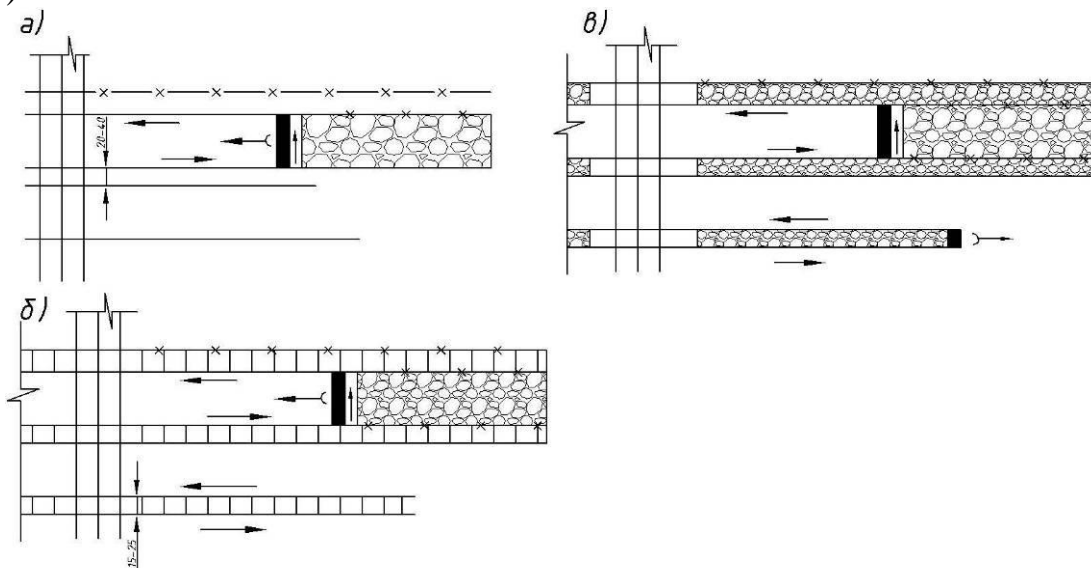


Рис. 5.6. Способи підготовки довгих стовпів за простяганням: *а* – одинарними штреками, пройденими вузьким вибоєм; *б* – подвійними штреками, пройденими вузьким вибоєм; *в* – спареними штреками, пройденими широким вибоєм

Приклад варіанта стовпової системи розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів одинарними штреками, проведенням вузьким вибоєм з охороною їх способом масив-цілик наведено на рис. 5.6, *а* та 5.7.

Для підготовки стовпа проводять транспортний 4 і вентиляційний 5 штрек. Розмір цілика залежить від глибини розробки, потужності пласта, який розробляють, міцності вугілля і вміщуючих порід. По мірі відроблення лави транспортний 4 і вентиляційний 5 штреки погашають.

Для своєчасної підготовки до виймання наступного стовпа вентиляційний штрек 5 проводять на відстані розміру цілика від транспортного штреку 4 верхнього ярусу.

За такої схеми значна частина вказаного вентиляційного штреку в період проведення та після його проходки попадає в зону підвищеного опорного тиску верхньої лави і може потребувати значних витрат на його підтримання або і перекріплення. До недоліків варіанта відносять також складність провітрювання довгих тупикових виробок і значні втрати (до 20% і більше) корисної копалини в між'ярусних або міжповерхових ціликах, висота яких за підняттям змінюється на пологому і похилому падінні від 15...20 м до 30...40 м і більше.

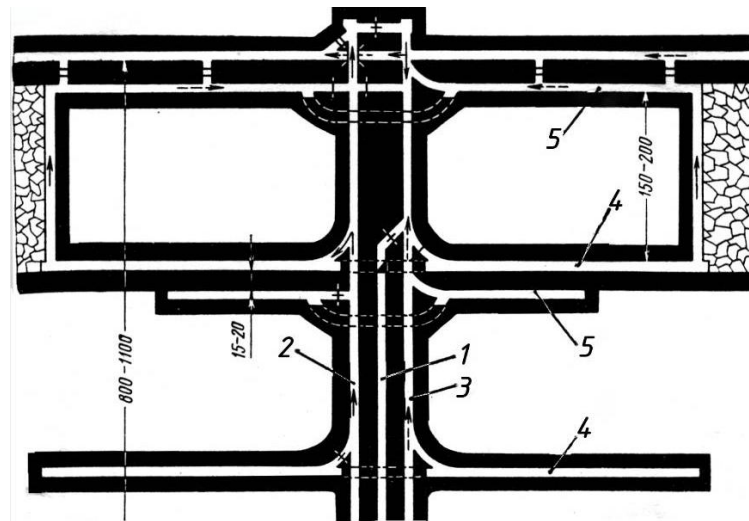


Рис. 5.7. Стовпова система розробки лави-ярус: 1, 2, 3 – панельні бремсберги: конвеєрний, людський, допоміжний; 4, 5 – ярусні штреки

Варіант стовпкової системи розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів подвійними штреками, проведеними вузькими вибоями, та охороною їх способом масив-цілик наведено на рис. 5.6, б. Перевагою цього варіанта над попереднім є спрощення провітрювання тупикових виробок шляхом періодичного їх збивання. Тому цей варіант застосовують, на відміну від попереднього, на пластах з високим метановиділенням. Недоліком варіанта порівняно з попереднім є збільшення терміну підтримання і витрат на підтримання пройдених штреків, збільшення терміну внесення витрат на завчасну проходку вентиляційного штреку для наступного ярусу.

Варіант стовпкової системи розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів шляхом проведення спарених штреків широким вибоєм із закладкою породи від проходки в бутову смугу між ними наведено на рис. 5.6, в.

Перевагою цього варіанта є зменшення втрат вугілля в ціликах, посилений захист штреків від здимання підошви штреків, залишення значної кількості породи в

шахті, додатковий видобуток вугілля від прохідницьких вибоїв. Недоліком варіанта є збільшення трудомісткості і вартості прохідницьких робіт, значні втрати повітря через бутову смугу.

Область застосування варіантів стовпових систем розробки з охороною штреків ціликами, як і для суцільних систем, обмежена глибинами 300...500 м і наявністю стійких вміщуючих порід. При більш глибоких, слабких породах затрати на підтримання виробок і втрати в ціликах можуть перевищувати затрати на проведення нових виробок.

При переході на більш глибокі горизонти перевагу віддають варіантам проведення штреків впритул до виробленого простору або варіантам з повторним використанням штреків (рис. 5.8). Охорону штреків у цих випадках здійснюють по схемах масив-масив, масив – обрушена і ущільнена порода або масив – бутова смуга.

Як і при суцільних системах розробки, бутові смуги викладають з пустої породи, або штучних матеріалів: блоків залізобетонних тумб (БЗБТ), швидкотверднучих матеріалів та ін. (рис. 5.3, 5.4). Тип штучної смуги залежить від умов застосування. Блоки із залізобетонних тумб (БЗБТ) викладають переважно при заляганні в покрівлі середньо- і важкообрушуваних порід, стійкій підшві і потужності пласта до 1,5 м; вилиті смуги зі швидкотверднучих матеріалів – при заляганні в покрівлі легко- і середньообрушуваних порід, стійкій підшві і потужності пласта до 2,5 м. Органне кріплення (дерев'яне або металеве), костри з дерев'яного бруса застосовують переважно для захисту тупикової частини штреку після проходу лави перед його погашенням при заляганні в покрівлі легко- і середньообрушуваних порід і потужності пласта до 2,5 м.

Важливою особливістю варіантів з проведенням виймальних штреків впритул до виробленого простору є те, що присічний штрек 1 (рис. 5.9) проводять на відстані 0...4 м від погашеного штреку 2 в зоні розвантаження порід від опорного тиску після проходу лави, коли початковий опорний тиск, який виник під час проходження лави (крива 3), перенесеться в глибину масиву (крива 4). Тобто в зоні проведення нового штреку вертикальна складова частини напруги σ_z буде меншою за початкове її значення в незайманому масиві ($\sigma_z < \gamma H$). Витрати на підтримання штреку, пройденого впритул до виробленого простору, у 1,5...2,5 рази менші, ніж штреків, що охороняються ціликами.

Складність застосування варіантів проведення підготовчих штреків впритул до виробленого простору полягає в тому, що для підготовки чергового виймального стовпа прохідницькі роботи можна почати тільки після проходу фронту робіт лави верхнього ярусу, щоб новий вентиляційний штрек не попав в зону опорного тиску при просуванні верхньої лави. В зв'язку з цим для відпрацювання почергово усіх ярусів (1, 2, 3 і т.д.) пласта в межах однієї панелі необхідно затримувати виймальні роботи наступного ярусу на час проходки вентиляційного штреку нового стовпа. Наприклад, в правому крилі панелі однією лавою проводимо виймання другого ярусу, а в лівому крилі ведемо від бремсбергів проходку виймальних штреків третього ярусу, в т.ч. одного з них (вентиляційного) впритул до відробленого поля другого ярусу (рис. 5.8, а).

Одночасне проведення підготовчих і очисних робіт в одному крилі панелі за умови непопадання підготовчих виробок в зону дії опорного тиску діючих лав можливе за умови порушення черговості виймання ярусів, що підвищує навантаження на панель, але спричинює деконцентрацію гірничих робіт, ускладнює провітрювання виробок. На рис. 5.8, а наведено приклад черговості відробки ярусів за таких умов для крила панелі: I-III-V-II-IV.

Вирішити задачу зберігання поступового відроблення ярусів з верхнього до нижнього можна шляхом використання додаткової вентиляційної флангової збійки (рис. 5.8, б), від якої проводимо вентиляційний штрек з відставанням від лави на величину $l_g \geq l_{on}$, де l_{on} – величина опорного тиску за лавою, м. Це дає змогу підготувати до експлуатації новий стовп через 5...10 днів після відробки чергового ярусу, а отже підвищити навантаження на панель, покращити якість провітрювання. Недоліком варіанта є суттєве збільшення об'єму проведення і підтримання гірничих виробок.

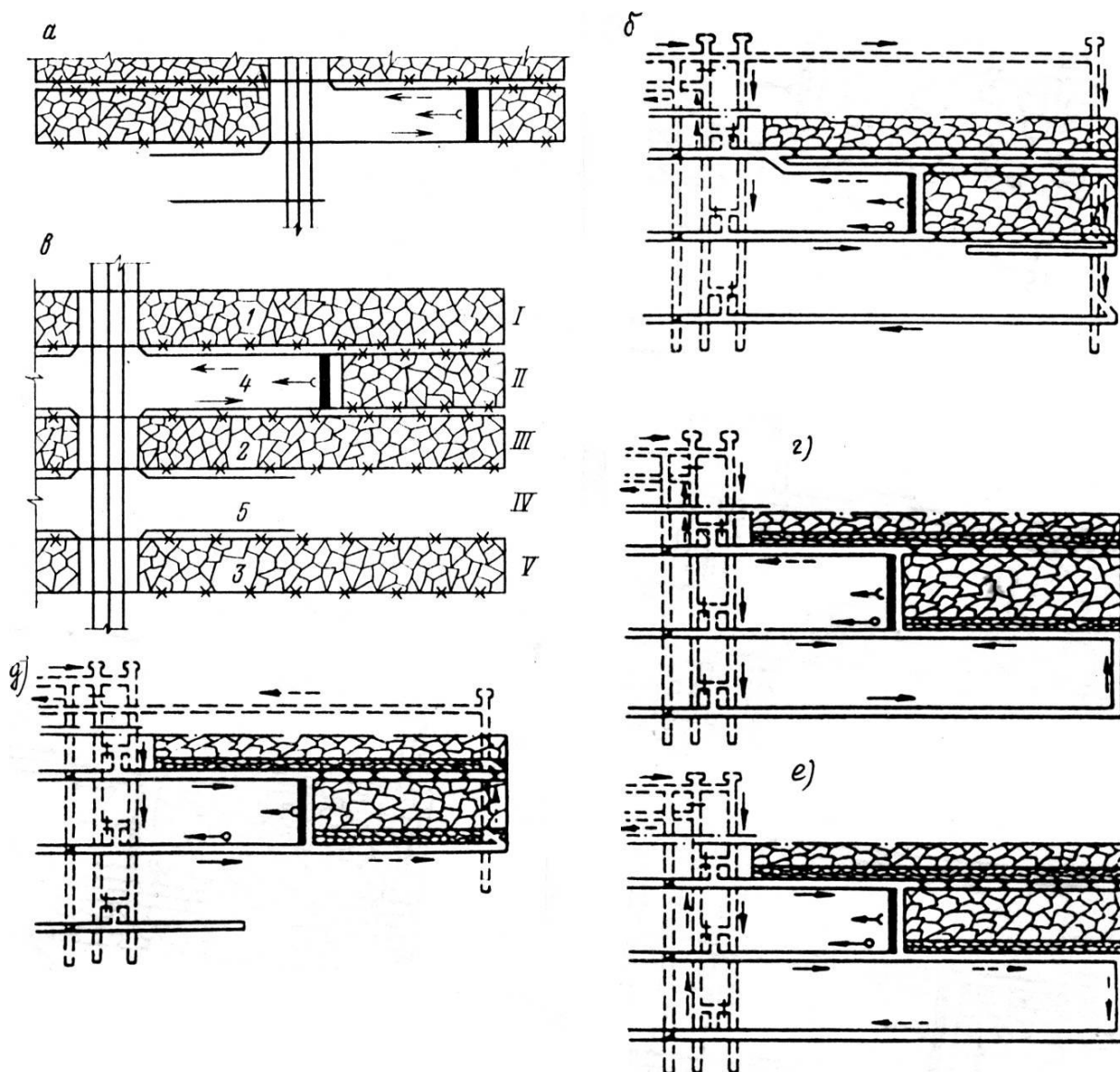


Рис. 5.8. Стовпові системи розробки за простяганням з проведенням штреків впритул до виробленого простору (а-в) і з повторним використанням штреків (г-е)

вугілля з верхніх лав по проміжних штреках, як і по ярусних штреках, здійснюють за допомогою стрічкових конвеєрів. Для зручності регулярного скорочення довжини конвеєрної лінії при просуванні лави в якості проміжного транспортного ланцюга застосовують скребкові конвеєри, насувні скребкові навантажувачі КСП-2 або телескопічні стрічкові конвеєри. Для доставки запасних частин до лави, транспортування матеріалів паралельно конвеєрній лінії обладнують вантажо-людську монорейкову дорогу, або настиляють вузьку колію (600 мм), по якій вантажі доставляються у вагонетках або на спеціальних платформах за допомогою лебідок. Для транспортування вантажів, породи по вентиляційних проміжних штреках здебільшого застосовують вантажо-людські монорейкові або моноканатні дороги.

Транспортування вугілля з верхніх лав по проміжних (дільничих) бремсбергах на пологих пластах з кутами падіння до 18° здійснюють стрічковими, а при кутах $18...25^\circ$ – скребковими конвеєрами. На пластах з кутами падіння понад $25...30^\circ$ замість проміжних бремсбергів використовують скати, в яких корисна копалина переміщується під дією власної ваги.

Охорону виймальних проміжних штреків при стовпових системах розробки здійснюють так, як і поверхових та ярусних штреків при суцільних системах – бутовими смугами, вилитими смугами, БЗБТ, а при незначних глибинах – ціликами (рис. 5.4).

Розглянемо два приклади систем розробки з поділом поверху на підповерхи.

Варіант з послідовним провітрюванням лав (рис. 5.10).

Застосовують для шахт, безпечних по метану або малогазових. На похилому падінні для негазових шахт поверх можуть поділяти на два або три підповерхи, на пологому, крутому – частіш за все на два. Охорона поверхових штреків на пластах з глибиною залягання до 400 м і породами середньої міцності та міцними – ціликами; при потужності до 1-1,2 м замість просіків проводять конвеєрні штреки невеликого перерізу. Провітрювання лав – послідовне з підсвіженням. Лави верхніх підповерхів випереджують нижні на 10...20 м. Виймальні роботи проводять в одну сторону від проміжного бремсберга, підготовчі – в другу. При кутах падіння 25 градусів і більше замість бремсбергів застосовують скати, по яких корисна копалина переміщується під дією власної ваги.

Варіант з паралельним провітрюванням лав (рис. 5.11).

Провітрювання лав здійснюється автономно, незалежно одна від однієї; застосовують для лав з високим метановиділенням.

Вихідний струмінь з вентиляційного поверхового штреку поступає на поверховий вентиляційний квершлаг або на капітальний людський бремсберг чи похилий стовбур в залежності від прийнятих схем розкриття і підготовки шахтного поля.

Для доставки вугілля з верхньої лави на поверховий відкотний штрек при кутах падіння до 25° , як і у попередньому варіанті, застосовують конвеєрну доставку по проміжному бремсбергу, при більших кутах – вуглеспускні печі або скати.

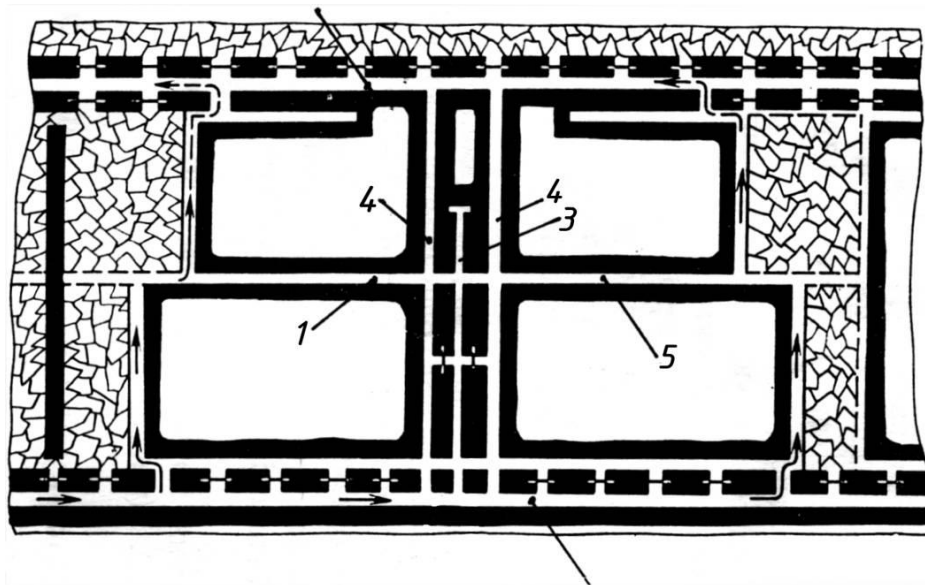


Рис. 5.10. Варіант системи розробки довгими стовпами по простяганню з поділом поверху на два підповерхи та двосторонніми бремсбергами і послідовним провітрюванням лав: 1, 2 – поверхові відкотні і вентиляційні штреки; 3 – проміжний бремсберг; 4 – ходки проміжного бремсберга; 5 – проміжний (підповерховий) штрек

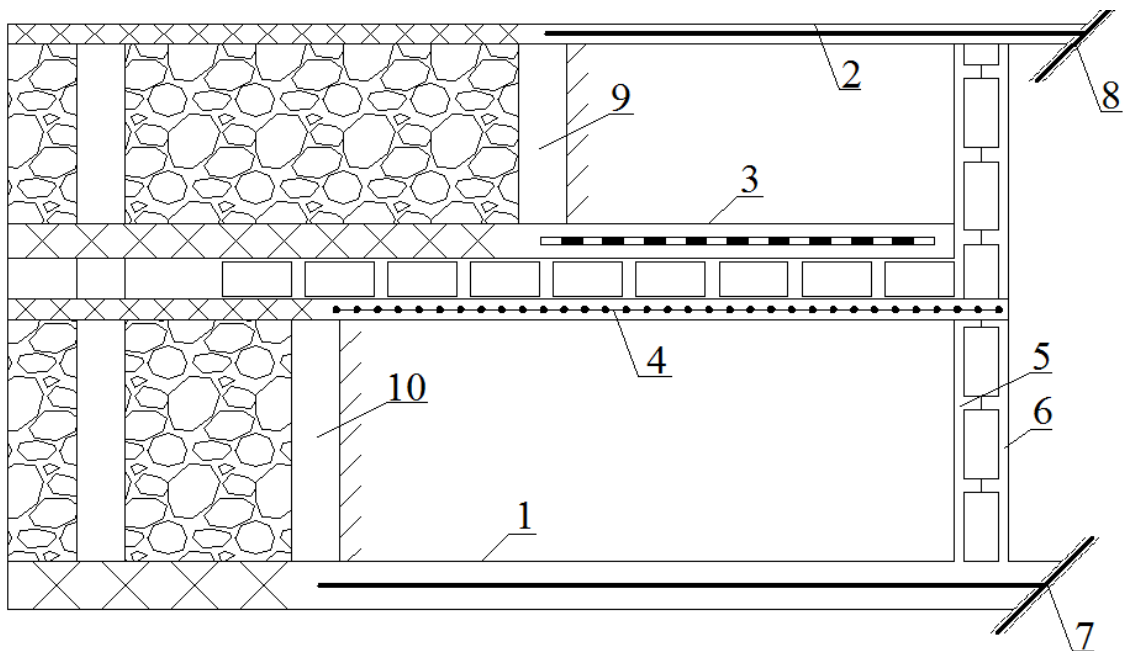


Рис. 5.11. Система розробки довгими стовпами по простяганню з поділом поверху на два підповерхи і послідовним провітрюванням лав з технологічною схемою підземного транспорту при розробці крутих пластів:

1, 2 – поверхові відкотний і вентиляційний штреки; 3, 4 – проміжні конвеєрний і вентиляційний штреки; 5, 6 – печі для спуску вугілля і вентиляції; 7, 8 – відкотний і вентиляційний квершлаги; 9, 10 – лави

Переваги варіантів другої групи стовпових систем розробки за простяганням з поділом поверху на підповерхи над варіантами першої (лава-поверх):

- збільшення числа діючих лав на одному горизонті,
- збільшення висоти поверху (панелі), а отже зменшення кількості поверхів, заїздів на них і приймальних площадок;

- зменшення числа поверхових (ярусних) квершлагів, а на крутопохилих і крутих пластах – ще й кількості пристовбурних дворів.

Недоліками вказаних варіантів є ускладнення провітрювання очисних вибоїв та схем транспорту, зростання витрат на підтримання проміжних бремсбергів.

5.3.3. Варіанти стовпової системи розробки з відробкою одинарними лавами за підняттям (падінням) пласта

Суттєвою перевагою цих варіантів є можливість дотримання стабільної довжини лави і прямолінійності транспортних виробок у плані, що дуже важливо при застосуванні механізованих комплексів і для функціонування стрічкового конвеєрного транспорту при не витриманому заляганні пласта. Відроблення лавами за підняттям при наявності значних водопритоків забезпечує також відтік води від вибою.

Транспортування вугілля від лав до головних транспортних штреків здійснюють по транспортних хідниках (похилі виймальні виробки при вийманні лавами за падінням-підняттям називають також виймальними бремсбергами, виймальними похилами, а при кутах до 2° – штреками) за допомогою стрічкових конвеєрів типу 1ЛТ-10, КЛ-150, ЛБ-250. Для зручності регулярного скорочення довжини конвеєрної лінії при просуванні лави в якості проміжного транспортного ланцюга застосовують скребкові конвеєри, насувні скребкові навантажувачі КСП-2 або телескопічні стрічкові конвеєри. Для доставки запасних частин до лави, транспортування демонтованих при скороченні конвеєрної лінії риштаків, кріпильних матеріалів паралельно конвеєрній лінії настиляють вузьку колію (600 мм), по якій за допомогою лебідки пересувається спеціальна платформа. Або ж обладнують вантажо-людську монорейкову дорогу. Для транспортування людей, вантажів, породи по вентиляційних хідниках застосовують однокінцеву канатну відкатку у вагонетках (при кутах понад 3°), вантажо-людську монорейкову дорогу або моноканатну дорогу.

Охорону виймальних хідників здійснюють так, як і при розглянутих вище варіантах стовпових систем розробки за простяганням по схемах масив-масив, масив – обрушена і ущільнена порода, масив – бутова смуга або масив –штучна смуга. В якості штучних смуг використовують вилиті швидкоотверднучі полоси, БЗБТ (аналогічно вказаним на рис. 5.4). При слабких вміщуючих породах, при значних глибинах застосовують проведення виймальних хідників впритул до виробленого простору (рис. 5.12, а, в).

Групу варіантів **Ст-3** за падінням-підняттям застосовують при погоризонтному способі підготовки на пластах з кутами падіння до $10...12$ градусів потужністю $0,7...2$ м.

Варіант стовпової системи розробки за падінням (підняттям) одинарними лавами з проведенням одного з виймальних хідників впритул до виробленого простору.

Підготовка стовпа для лави (рис. 5.12, в) полягає в проведенні конвеєрного хідника 4 і розрізної печі в незайманому масиві, а вентиляційного 5 – впритул до виробленого простору. Вентиляційний хідник проводять з боку дренажного штреку

З відставанням від лави на величину $l_6 \geq 1,25l_{on}$, де l_{on} – величина опорного тиску за лавою, м. Позитивною стороною варіантів з проведенням виймальних штреків впритул до виробленого простору є те, що присічний штрек, як і у лавих за простяганням (рис. 5.9), проводять на відстані до 4 м від погашеного штреку в зоні розвантаження порід від опорного тиску після проходження лави, коли початковий опорний тиск переміщується вглиб виробленого простору.

Варіант стовпової системи розробки за падінням (підняттям) одинарними лавами з повторним використанням одного з виймальних хідників. Підготовка стовпа для лави (рис. 5.12, з, д) полягає в проведенні вентиляційного 4 і конвеєрного 5 хідників і розрізної печі. При повторному використанні одного з хідників підготовка наступного стовпа полягає в проведенні одного з хідників, розрізної печі і перекріпленні другого. При застосуванні прямооточних схем провітрювання (рис. 5.12, д) з приляганням висхідного струменя повітря з лави до виробленого простору суттєвою перевагою є можливість видалення метану з виробленого простору лави не до верхньої частини лави, як у схемах а – з, а на вентиляційну частину колишнього конвеєрного хідника 4, що дозволяє значно підвищити допустиме за метановиділенням навантаження на лаву.

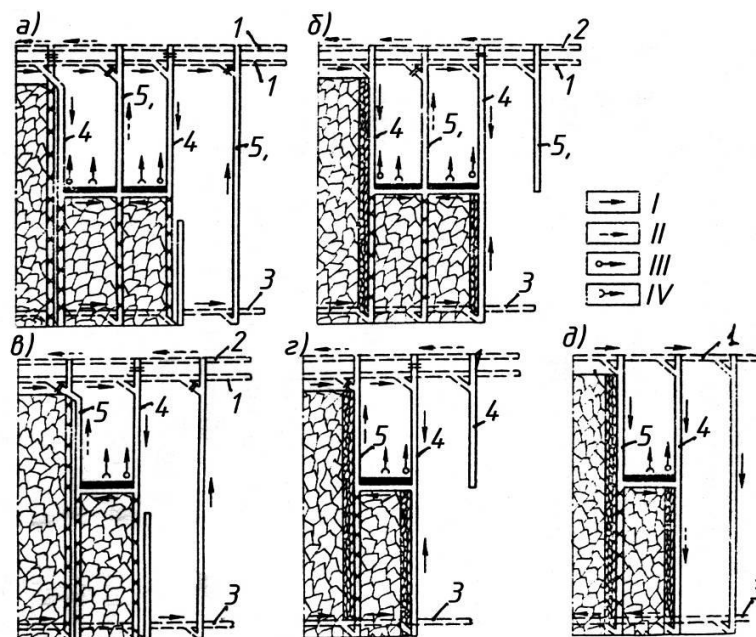


Рис. 5.12. Варіанти стовпової системи розробки при вийманні за підняттям: I, II – напрям руху свіжого і відпрацьованого повітря; III, IV – напрям доставки вугілля і руху очисного вибою; 1, 2 – магістральні штреки; 3 – дренажний (повітроподавальний) штрек; 4 – конвеєрні хідники; 5 – повітроподавальні хідники, 5₀ – збірний вентиляційний хідник

5.3.4. Варіанти стовпової системи розробки з відробкою спареними лавами за підняттям (падінням) пласта

Варіант системи розробки із загальним (збірним) вентиляційним хідником і двома бортовими конвеєрними. Для підготовки двох лав збірний хідник 5₁ і один з вентиляційних хідників 4 проводять в масиві, інший хідник – впритул до виробленого простору відробленого стовпа (рис. 5.12, а), або ж з повторним

використанням одного з бортових хідників (рис. 5.12, б). В останньому випадку вздовж бортового хідника після проходу лави викладають бутову смугу.

Варіант зі збірним конвеєрним і двома бортовими вентиляційними хідниками.

Цей варіант передбачає оснащення конвеєрним ставом одного спільного для двох лав хідника, тому має менші капітальні витрати на одну лаву, ніж попередній. З різних причин одна з лав може відстати. У цьому випадку частина збірного конвеєрного хідника та спряження відстаючої лави з цим хідником попадають в зону опорного тиску випереджуючої лави, що призводить до появи тріщин і відвалів породи, до збільшення непродуктивних витрат часу на ремонт і підтримання тупикової частини конвеєрного хідника, зупинок конвеєра, до зростання тривалості виконання кінцевих операцій у лаві, що відстала.

Вказаний недолік цього варіанта зі спільним вентиляційним хідником дещо менший за недоліки варіанта зі збірним конвеєрним хідником, тому останній варіант практично не застосовують.

Основною перевагою спарених лав, порівняно з одинарними, є менша кількість підготовчих виробок, а головним недоліком – зменшення швидкості просування очисних вибоїв через організаційно-технічні причини, пов'язані зі складністю підтримання вузла спряження обох лав зі спільним ходком (штреком), складність підтримання тупикової частини його між лавами.

Тому більш часто застосовують варіанти стовпової системи розробки з відробкою одинарними лавами за підняттям (падінням) пласта (рис. 5.12, в, г, д).

Переваги стовпових систем в цілому над суцільними:

- попередня розвідка запасів у виїмковому полі;
- очисні роботи не залежать від підготовчих;
- підтримання підготовчих виробок дешевше, ніж при суцільних системах;
- більш висока надійність роботи лав, більш високе навантаження на лаву.

Недоліки:

- великі попередні витрати на проведення виробок;
- схеми вентиляції лави і виробленого простору складніші, ніж при суцільних системах;
- на пластах, на яких породи схильні до здимання підосви, мають місце значні витрати на перекріплення і ремонт виробок.

5.4. Комбіновані системи розробки

Розрізняють два види комбінованих систем розробки пластів довгими очисними вибоями: перший вид – комбінації стовпових і суцільних систем розробки в цілому, другий вид – комбінації окремих елементів цих систем при розробці певного ярусу, поверху чи заходки.

Варіант системи розробки парними штреками (рис. 5.13) є прикладом комбінації першого виду, коли одні яруси чи поверхи відробляють за суцільною системою розробки, а інші – за стовповою. В даному варіанті непарні яруси відробляються за суцільною системою розробки, при цьому штреки 4 і 5

підтримуються викладеними бутовими смугами для повторного використання. Після відробки першого і третього ярусів штреки 4 і 5 при необхідності ремонтують або ж перекріплюють, на штреку 5 1-го ярусу демонтують конвеєр (за наявності) і штрек використовують як вентиляційний. Бувший вентиляційний штрек 4 третього ярусу обладнують конвеєром і починають відробку другого ярусу за стовповою системою розробки.

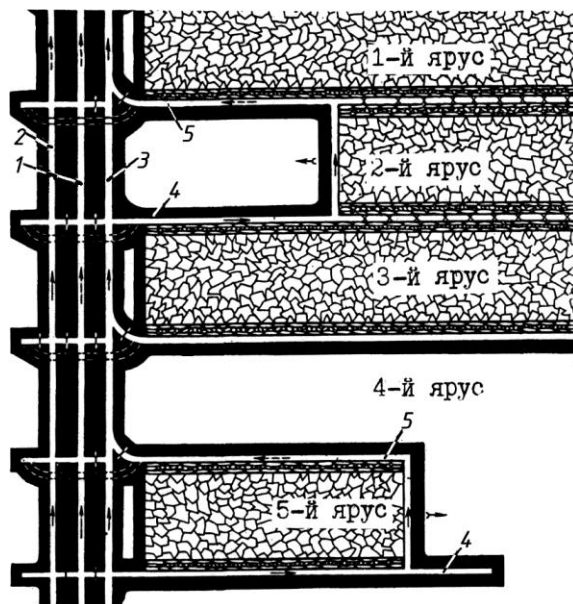


Рис. 5.13. Комбінована система розробки: 1, 2, 3 – конвеєрний, людський і допоміжний бремсберги (похили); 4, 5 – відкотний і вентиляційний ярусні штреки

Така комбінація суцільної і стовпової систем розробки доцільна у випадках, коли бічні породи достатньо не нижчі середньої стійкості і витрати на перекріплення і підтримання повторно використаних штреків менші витрат на проведення нових. *Область застосування варіанта:* пласти потужністю до 1,3 м з породами не нижче середньої стійкості з кутами падіння до 15°.

Переваги: малий термін введення лав в експлуатацію, зменшення обсягу проведення виймальних штреків, невеликі втрати корисної копалини.

Варіант комбінованої системи розробки з відробкою одинарними лавами за падінням (підняттям). Підготовка першої лави полягає в проведенні конвеєрного хідника на всю довжину виймального стовпа (або повторне використання раніше пройденого хідника та вентиляційного хідника в межах цілика (30...40 м) і розрізної печі. В подальшому вентиляційний хідник проводять за просуванням лави, породу від проходки закладають в бутову смугу. Ще до закінчення виймальних робіт цей хідник готують до повторного використання для наступного стовпа: проводять необхідні ремонтні роботи, перекріплюють його, якщо площа перерізу недостатня, монтують конвеєрний став; як і для першого стовпа, проводять вентиляційний хідник в межах цілика, розрізну піч, виконують монтаж обладнання для нової лави.

Позитивною рисою даного варіанта комбінованої системи розробки є застосування прямої схеми провітрювання з приляганням висхідного струменю повітря з лави до виробленого простору, що забезпечує видалення з

нього метану на вентиляційний хідник, а не у лаву, підвищення ефективності дегазації виробленого простору, дозволяє значно поліпшити безпеку робіт.

Варіант комбінованої системи розробки при вийманні пласта смугами (заходками) за падінням щитовими агрегатами (рис. 5.14).

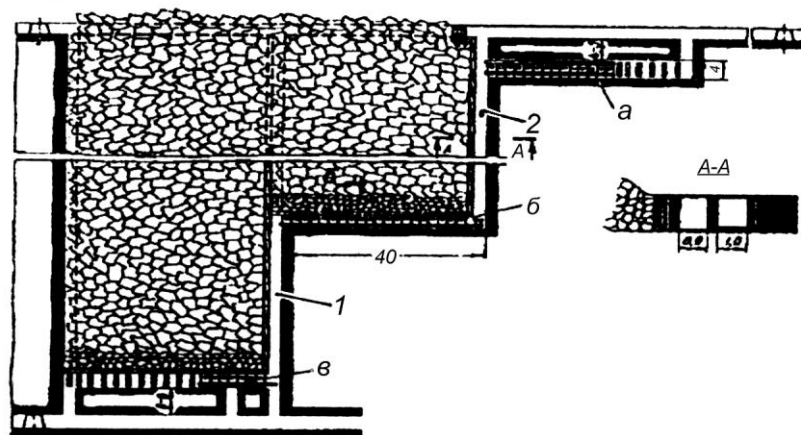


Рис. 5.14. Комбінована система розробки з вийманням смугами за падінням агрегатами типу 1АЩ, АНЩ з положенням агрегату: *а* – при монтажі; *б* – в процесі експлуатації; *в* – при демонтажі; *1* – вуглеспускний скат (піч); *2* – вентиляційна піч (хідник)

Для виймання першої смуги проводять вуглеспускну піч (скат) *1* з двома відділеннями на всю висоту поверху – від відкотного *3* до вентиляційного *4* штреку; одне з відділень використовують для спуску вугілля, друге – для подачі свіжого повітря в очисний вибій. Під вентиляційним штреком споруджують монтажну камеру *а* довжиною 40 – 60 м, монтують щитовий агрегат. Вентиляційну піч, також з двома відділеннями – для переміщення людей, повітря і вантажів, споруджують вслід за просуванням очисного вибою. З боку виробленого простору виставляють органне кріплення, дерев'яні кліті. В подальшому цю піч використовують повторно в якості вуглеспускну. Для крутопадаючих пластів даний варіант системи розробки досить ефективний і у першу чергу для пластів, небезпечних за раптовими викидами.

Область застосування даного варіанта – пласти з кутами понад 40° потужністю 1,2...2,2 м з бічними породами не нижче середньої стійкості.

5.5. Системи розробки короткими очисними вибоями

5.5.1. Особливості і сутність систем розробки короткими очисними вибоями

До коротких очисних вибоїв відносять вибої, в яких виймання корисної копалини проводиться по усьому фронту, а довжина самих вибоїв зазвичай не перевищує 20 м.

Всі процеси очисного видобування спрощуються, значно підвищується швидкість їх просування. Тому камера або зовсім не кріпиться, або кріпиться із

застосуванням штангового кріплення. Одночасно в дії може знаходитись значна кількість вибоїв, що забезпечує високе навантаження на пласт.

Вугільні цілики – другий важливий елемент даних систем. Стійкість камери залежить від міцності корисної копалини, розмірів ціликів, стійкості порід покрівлі, потужності пласта та глибини його залягання. Зі збільшенням глибини розробки, зменшенням міцності корисної копалини, стійкості порід покрівлі збільшуються розміри ціликів і величина втрат корисної копалини. У більшості випадків на глибинах до 200...300 м втрати становлять від 25% до 50% балансових запасів корисної копалини.

Для усіх систем розробки короткими вибоями характерними є процеси:

- підготовки камери;
- відбивання корисної копалини;
- навантаження її на засоби доставки і доставка до основних транспортних магістралей;
- кріплення очисного простору;
- керування станом гірського масиву;
- провітрювання камер на усіх стадіях їх існування.

Існує декілька варіантів класифікацій систем розробки і технологій виймання корисної копалини короткими вибоями, зокрема, класифікації Московським і Дніпропетровським гірничими університетами [1, 2]. Розглянемо найбільш поширені групи систем розробки короткими очисними вибоями, порядок робіт при підготовці і вийманні очисних вибоїв для цих груп систем.

Камерні системи розробки. При камерних системах розробки виймання корисної копалини може здійснюватись прямим ходом, зворотним ходом і перпендикулярно до довгої осі камери – поперечне виймання. Розміщення камер може бути за простяганням, за падінням (підняттям), діагональним.

Для підготовки камер від головних або панельних штреків проводять спочатку горловини 1 – вузькі виробки шириною 2 м, довжиною 3...5 м (рис. 5.15). Потім їх розширюють до прийнятої ширини камери (4...12 м) і починають виймальні роботи. Очисний вибій камери просувають до межі шахтного поля, поверху або панелі. Між камерами цілики мають ширину 3...5 м. Для підтримання покрівлі часто застосовують штангове кріплення. Камери можна проводити перпендикулярно до головних або панельних штреків або під кутом до них.

Вугілля виймають буропідливним або механічним способом – комбайнами. По мірі виймання зі сторони горловини нарощують дільничний конвеєр. Для збереження стійкості покрівлі в період виймання ціликів необхідно мати загальну лінію вибоїв прямолінійною.

Кріплення покрівлі в камерах здійснюють анкерним кріпленням. Цю операцію можна здійснювати за допомогою спеціальних пристроїв, змонтованих на комбайні, при зупиненому комбайні. Більш продуктивно операція кріплення виконується з використанням спеціальних самохідних установок, якими бурять шпури під анкери, закручують гайки, а інколи використовують ще і як бункер, живильник і дробарку.

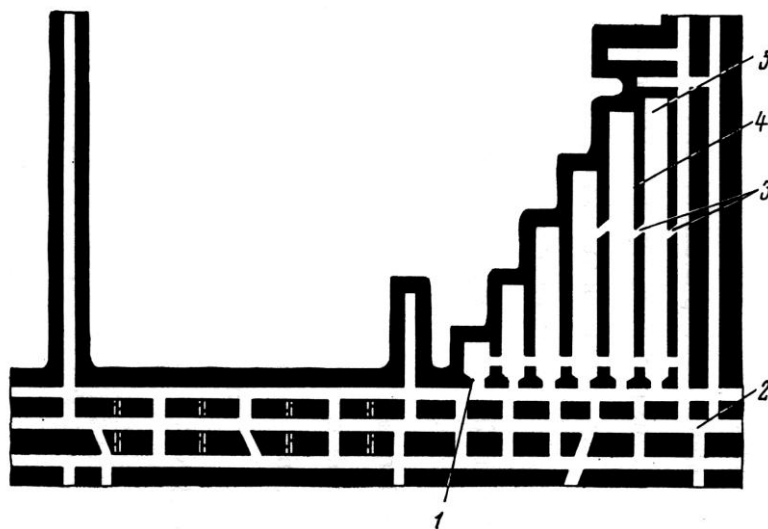


Рис. 5.15. Камерна система розробки: 1 – горловина; 2 – головний штрек; 3 – вентиляційні збійки; 4 – міжкамерний цілик; 5 – виймальна камера

Для вентиляції камер їх періодично з'єднують збіяками. Провітрювання камер в період проходки здійснюють вентиляторами місцевого провітрювання або за рахунок загальношахтної депресії, створюваної вентилятором головного провітрювання чи фланговими вентиляторами. В другому випадку камери через кожні 30 м з'єднують збіяками. Провітрювання заходок здійснюється за рахунок дифузії.

Камерно-стовпові системи розробки. Це комбінація камерних і стовпових систем. Після проведення підготовчих відкотної 5 і вентиляційної 3 виробок (рис. 5.16) нарізають камери 1, а міжкамерні стовпи відробляють зворотним ходом заходками 2. Видобування здійснюють як з камер, так і з заходок нарізаних стовпів. З вибоїв камер видобувають 25...50 %, а із заходок – 50...75 %.

Вугілля від комбайна доставляється на збірний дільничний бремсберг (штрек) конвеєром або самохідними вагонетками і розвантажується на стрічковий конвеєр, яким воно транспортується до панельного відкотного штреку 5 для завантаження у вагонетки.

Цілики виймаються не повністю, але втрати при камерно-стовповій системі зазвичай менші, ніж при камерній. Ширина камер складає 4...12 м, а ширину міжкамерних ціликів приймають 4...15 м (рис. 5.16). При двосторонньому розташуванні камер їх довжина 80...100 м.

Довгі стовпи, нарізані камерами можна виймати зворотним ходом або поперечними заходками, або однією заходкою на всю ширину стовпа. В останньому випадку втрачається менше корисної копалини.

Системи розробки короткими стовпами. Коротким стовпом називають частину покладу корисної копалини, обмежену виробками, довжина яких не перевищує її ширини більше, ніж у три рази. Характерною особливістю їх є поділ виймального поля підготовчими виробками на ділянки, що мають форму, близьку до квадрата. Відробку стовпів проводять окремими камерами із залишенням між ними ціликів вугілля. Кріплення або повністю відсутнє, або виконується в мінімальному об'ємі.

Системи розробки короткими стовпами застосовують при будь-яких кутах падіння та потужності, при глибині залягання до 300...400 м, при наявності порід покрівлі, які легко обрушуються.

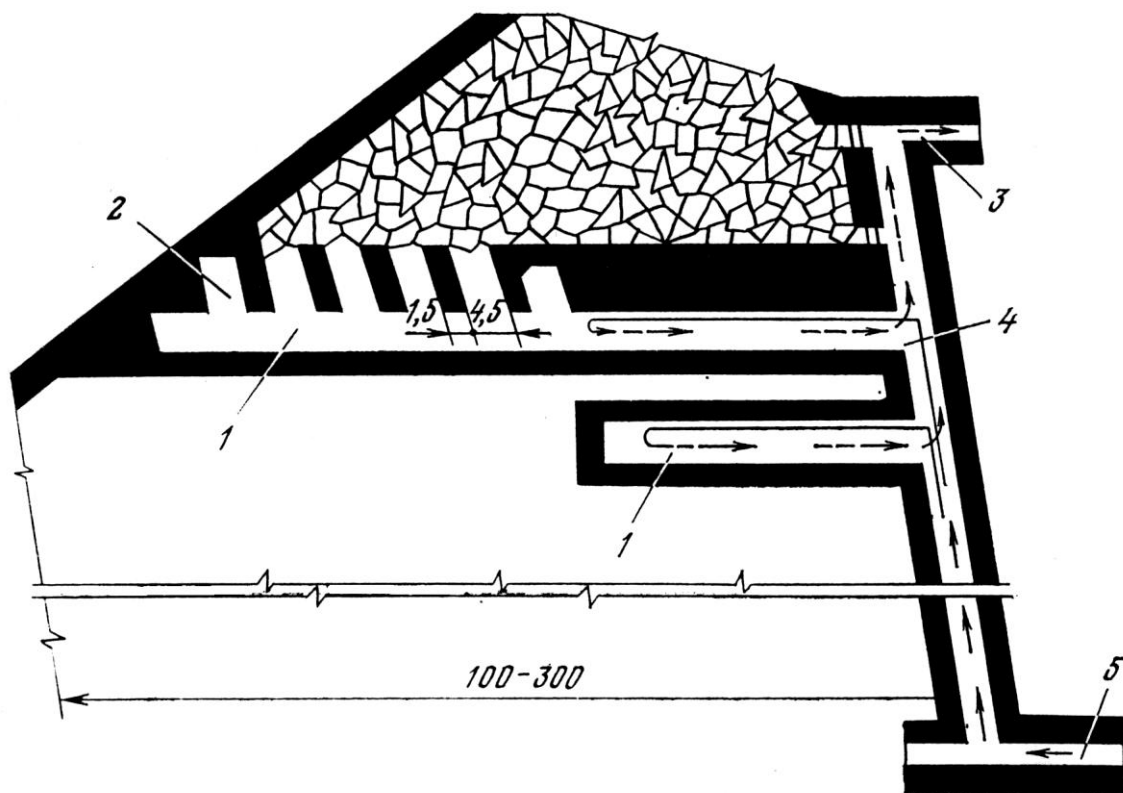


Рис. 5.16. Камерно-стовпова система розробки: 1 – камера; 2 – заходки; 3 – вентиляційний штрек; 4 – бремсберг; 5 – відкотний штрек

Системи розробки смугами по падінню (підняття) представляють собою довгі стовпи по простяганню з відробленням виймального стовпа смугами по падінню шириною до 16...18 м. Виймання пласта може проводитись як із залишенням ціликів, так і без ціликів між смугами. Для підтримання покрівлі застосовується штангове кріплення, а в ряді випадків виймання проводиться без кріплення.

5.5.2. Область застосування систем розробки короткими очисними вибоями

Камерні і камерно-стовпві системи розробки знайшли досить широке застосування в США, Канаді, де мають місце відповідні гірничо-геологічні умови. На шахтах США ці системи забезпечують близько 70% об'єму видобутого підземним способом вугілля. На шахтах Австралії і ПАР застосовують переважно камерні системи розробки, які забезпечують основний об'єм видобутого вугілля. У ПАР, наприклад, де умови залягання найбільш сприятливі (вугільні пласти мають потужність 2,5...6 м, тектонічно не ускладнені, залягають на глибині від 30 м до 220 м) камерні системи розробки забезпечують 92% видобутку.

В цілому ж технологію виймання вугільних пластів короткими очисними вибоями і відповідні системи розробки застосовують переважно на пологих пластах вугілля і горючих сланців за таких умов:

- породи покрівлі стійкі або середньої стійкості;
- потужність пластів в межах 1,5...3,5 м;
- пласти, не схильні до самозаймання, безпечні по гірських ударах;
- глибина залягання до 300 м.

5.6. Системи розробки без постійної присутності людей в очисному вибої

При цих системах розробки не передбачено знаходження людей для управління та виконання робіт по обслуговуванню очисного обладнання, а також профілактичних, налагоджувальних і ремонтних робіт в очисному вибої, а лише в підготовчих (виймальних) виробках.

5.6.1 Система розробки з бурошнековим вийманням вугілля

Це по суті система розробки довгими камерами. Застосовується для розробки пологих пластів, не схильних до самозаймання потужністю до 0,9 м з кутами падіння до 12...15° при міцності вміщуючих порід більш високій, ніж міцність вугілля. Технологія з бурошнековим вийманням може бути застосована для ділянок пластів зі складною гіпсометрією, значними геологічно порушеними ділянками, для виймання та погашення охоронних ціликів вугілля і взагалі для виймання значної частини некондиційних запасів.

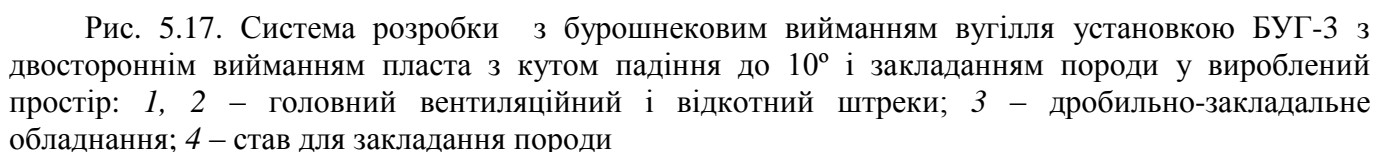
На рис. 5.17 наведена технологічна схема виймальної дільниці з вийманням пласта двома бурошнековими установками БУГ-3, розташованими в одному штреку, при відробленні пластів за простяганням. Передбачається одночасне відроблення 2-х стовпів на кожній стороні. Цю схему можна застосовувати на пластах будь-якої газоносності як із залишенням, так і без залишення породи у виробленому просторі, що поступає від проведення підготовчих виробок. В обох випадках камери не кріплять, люди у вибої відсутні.

Застосування серійних бурошнекових установок дозволяє застосовувати вказані схеми при послідовному бурінні спарених свердловин довжиною 40 м по обидві сторони від виймального штреку. Транспортування вугілля від місць проведення очисних робіт виконується конвеєрами, допоміжний транспорт – монорейковими дорогами.

Спосіб управління покрівлею визначається необхідністю підтримання підготовчої виробки по всій її довжині для забезпечення прямоточного провітрювання за рахунок загальношахтної депресії. Отриману від проведення підготовчих виробок породу закладають в пробурені свердловини із залишенням ціликів шириною 20 – 25 см.

У випадках, що не передбачають залишення породи в шахті, тимчасове підтримання покрівлі відбувається на більш широких міжсвердловинних ціликах, ширина яких для забезпечення стійкості підготовчої виробки може становити 35...50

Для цієї системи розробки на пластах потужністю 0,55...0,85 м в складних гірничо-геологічних умовах навантаження на виймальну ділянку становило 500 – 900 т/добу.



107

Транспорт в межах виймальної ділянки конвеєрний, вентиляція – за рахунок загальношахтної депресії. При вийманні газонесних пластів камери провітрюють вентиляторами місцевого провітрювання з жорсткими трубопроводами.

5.6.2. Система розробки крутих пластів з вийманням вугілля буровими установками КМД

Вказана система розробки може бути застосована як поверхова з висотою поверху до 120 м, так і з поділом поверху на підповерхи. У другому випадку похила висота підповерхів становить 60...70 м. Виймання ведеться комплексом КМД, встановленим на відкотному або проміжному штреку, у два етапи. Спочатку пробурюють вузькі камери-свердловини по підняттю розміром 0,6... 1,2 м з поступовим нарощуванням бурової штанги. При досягненні відповідно проміжного чи вентиляційного штреку бурову коронку замінюють на розширювач і при зворотному ході виконавчого органа за падінням камеру розширюють до 1,8...4,2 м в залежності від стійкості бічних порід. Відроблені камери можуть закладати породю, яку отримують від проведення верхніх штреків, що відкриває можливість наступного виймання міжкамерних ціликів, або тимчасово утримувати породи покрівлі на ціликах шириною близько 0,9 м. В останньому випадку в нижні частини камер після демонтажу обладнання засипають породу, створюючи таким чином захисну бутову смугу. При одночасній розробці на виймальній ділянці двох підповерхів навантаження на ділянку може бути 600 – 900 т/добу.

Область застосування – круті тонкі і середньої потужності вугільні пласти, не схильні до самозаймання, раптових викидів і гірських ударів з бічними породами не нижче середньої стійкості.

5.6.3. Системи розробки смугами за підняттям з вийманням вугілля канатними пилками

Як і у попередньому випадку, вказані системи розробки можуть бути застосовані як у поверховому варіанті, так і у варіанті з поділом поверху на підповерхи. Виймання проводиться заходками-смугами за підняттям між відповідними штреками. Між смугами залишають цілики вугілля або спеціальні забучені смуги (рис. 5.18). Кріплення виробленого простору в межах вийнятої смуги не застосовують. В якості тимчасового кріплення покрівлі в межах вийнятої смуги інколи використовують відбите вугілля, яким заповнюють вироблений простір. По мірі заповнення виробленого простору надлишки накопиченого вугілля відвантажують у вагонетки. Поверхи здебільшого поділяють на підповерхи похилою висотою близько 60 м з проведенням акумулюючих і вентиляційних штреків.

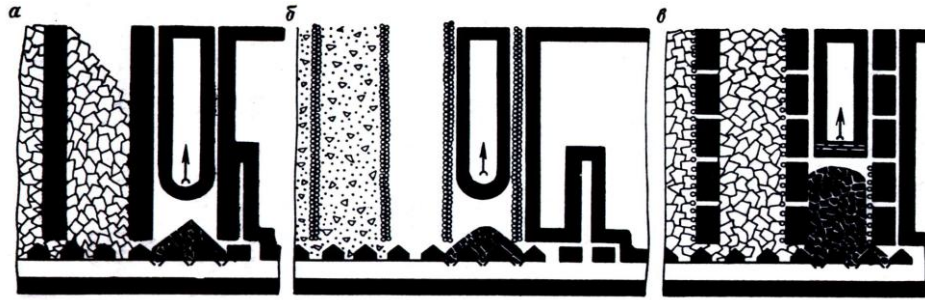


Рис. 5.18. Система безлюдного виймання пласта смугами за підняттям вугільними пилками:
а – із залишенням вугільних ціликів; *б* – з повною закладкою і встановленням органного кріплення, *в* – із залишенням ціликів і магазинуванням вугілля

Ширина камери (смуги) становить 3...10 м, довжина – 60...120 м. Для підготовки камери з нижнього до верхнього штреку буровими станками пробурюють свердловини, через які заводять від лебідки тяговий канат з із закріпленими на ньому фрезами (різальна пилка). Обидва кінці каната через напрямні блоки зтягують на барабан приводної установки УКПЗ. Лебідка забезпечує різальному канату (пилці) зворотньо-поступальний рух з ходом 1...5 м. Зменшуючи поступово довжину каната за рахунок намотування його на барабани лебідки, у пласті утворюють щілину висотою 30...90 мм. Під дією гірського тиску та власної ваги підпиляна частина вугільного пласта обривається і утворені куски скочуються до приймально-навантажувального люка.

Провітрювання виймальної ділянки здійснюють за рахунок загальношахтної депресії з використанням пробурених свердловин і виробленого простору. Провітрювання безпосередньо робочого простору камери не стійке.

Керування гірським тиском здійснюється самопливною закладкою відробленого простору, тимчасовим підтриманням покрівлі в межах виймальної смуги ціликами, або з використанням магазинування відбитого вугілля в смугах (стовпах) з подальшим плавним опусканням покрівлі.

Область застосування цих систем – вугільні пласти з кутом падіння 45...90° потужністю 0,2... 3,5 м не схильні до самозаймання, раптових викидів і гірських ударів зі стійкими та середньої стійкості боковими породами. Найкраще застосовувати на сильно тріщинуватих пластах з будь-якою газоносністю, зі стійкими бічними породами.

5.6.4. Порівняльна характеристика систем розробки без постійної присутності людей в очисному вибої

Порівняно з найбільш поширеними варіантами систем розробки, коли в очисних вибоях постійно присутні люди, вказані системи мають такі переваги:

- відсутність людини в особливо небезпечних зонах;
- можливість відробки дуже тонких (менше 0,6 м), нерідко сильно порушених, зі складною геометрією пластів;
- порівняно невисока вартість обладнання, простота технічного процесу виймання.

Недоліки:

- нестабільність показників функціонування системи в часі;
- великі втрати вугілля (часом до 50 – 60%);
- неможливість застосування для розробки пластів, схильних до самозаймання;
- складність, а часом і нестабільність схем провітрювання.

5.7. Особливості систем розробки при підземному гідравлічному видобуванні вугілля

Гідравлічний спосіб розробки передбачає відокремлення вугілля від масиву і здійснюється за допомогою енергії високонапірного струменя води. Виймання вугілля в очисних вибоях здійснюється здебільшого гідравлічним способом з використанням гідромоніторів з дистанційним керуванням, які встановлюють на виїмкових печах чи штреках (рис. 5.19). При наявності малотріщинуватого міцного вугілля відбивання його може здійснюватись механічно-гідравлічним способом, а доставка – гідравлічним.

Виймання вугілля у вибоях підготовчих виробок (штреків, печей) здійснюється здебільшого механічно-гідравлічним способом з використанням комбайнів К-56МГ.

Транспорт відбитого вугілля по гірничих виробках забезпечується здебільшого безнапірним потоком води, для чого виробки проводять з похилом $i \geq 0,05 \dots 0,08$.

При цьому способі застосовують переважно системи розробки короткими вибоями з вийманням без кріплення значних площ очисного простору. Прикладом може бути варіант *системи розробки довгими стовпами по простяганню з вийманням пологого пласта діагональними смугами*, який застосовують на шахтах Кузбасу (рис. 5.19, а). Пройдені діагонально до падіння пласта, печі після виймання вугілля погашають.

Блок підповерху готують до роботи акумулюючими і вентиляційними штреками, що проводяться комбайнами К-56МГ і закріплюють неповними рамами або анкерами. Від акумулюючого штреку діагонально простяганню через 8 – 12 м проводять виймальні печі аркової форми під кутом $10-12^\circ$ з кріпленням або без нього в залежності від гірничо-геологічних умов. Через кожні 10 – 20 м виймальні печі збивають між собою вентиляційними збійками. Оконтурені таким чином цілики вугілля відробляються зворотним ходом заходками без кріплення з вийманням вугілля гідромоніторами або механічно-гідравлічними машинами. Провітрювання очисних вибоїв здійснюється за рахунок загальношахтної депресії.

Умови застосування:

- потужність пластів – 1,2...3,5 м, кут падіння $5 \dots 25^\circ$;
- вміщуючі породи, не схильні до набухання під впливом води не нижче середньої стійкості;
- міцність вугілля f при гідромоніторному видобуванні < 2 , при механічно-гідравлічному – 2...3.

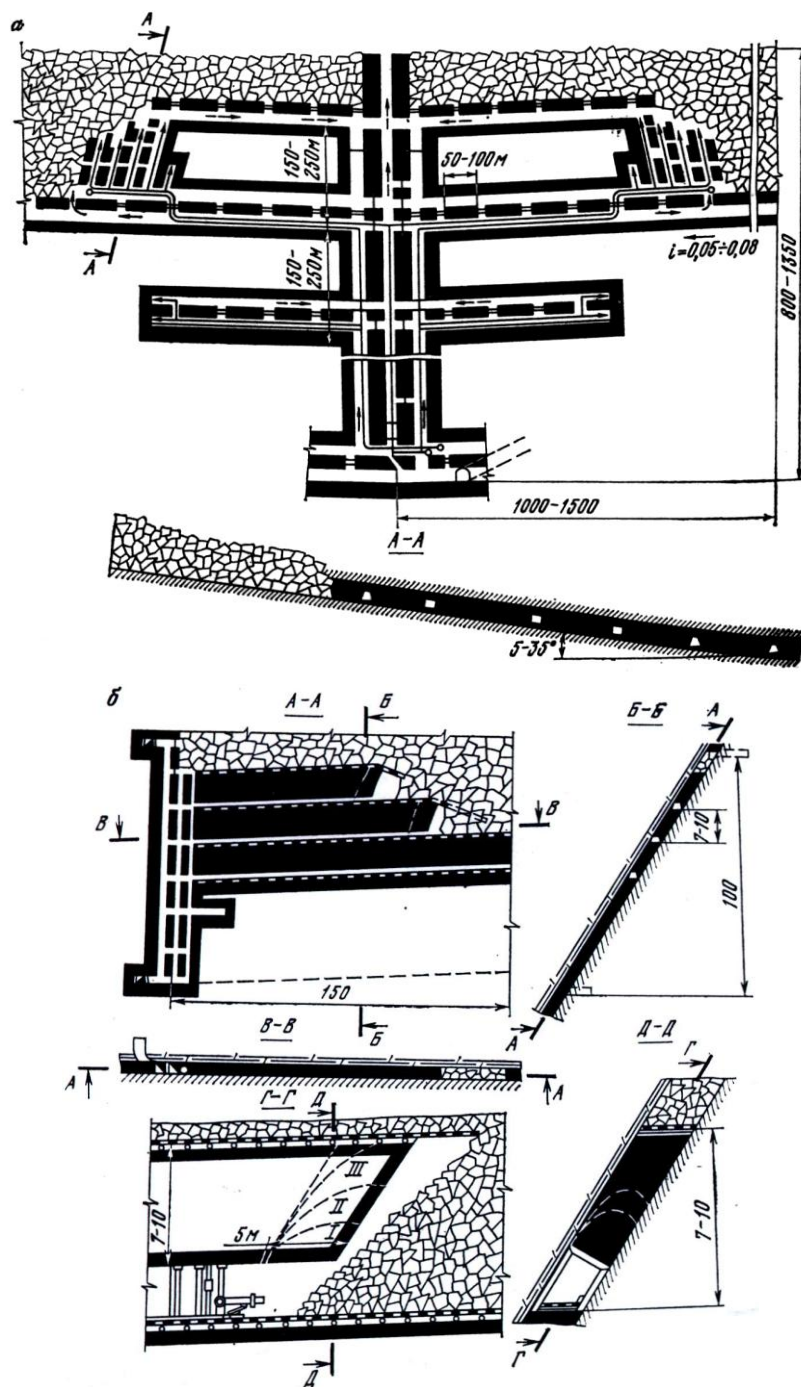


Рис. 5.19. Системи розробки при підземному гідравлічному видобуванні вугілля: *а* – короткими лавами і діагонально розташованими печами; *б* – камерно-стовпова з гнучким перекриттям між підповерхами; *I-IV* – послідовність виймання

При відпрацюванні крутопадаючих пластів гідравлічним способом застосовують **систему підповерхової гідровідбійки із гнучким перекриттям, що монтується в кожному підповерсі** (рис. 5.19, б). Ділянка пласта, розкрита проміжними квершлагами на основному і вентиляційному горизонтах, готується шляхом проведення вантажно-ходового скату, пульпопускної і вентиляційної печей, від яких проводяться підповерхові штреки, що розділяють поверх на підповерхи висотою 7 – 10 м.

Виймка вугілля в підповерхах – гідромоніторними заходками шириною 5 м. Відробку ділянки ведуть зверху вниз. Управління покрівлею – шляхом перепуску

обрушених порід з верхніх відроблених підповерхів. Для відокремлення вугілля від обрушених порід застосовують гнучке металеве перекриття, яке монтується на підшві кожного підповерхового штреку.

Доставку відбитого вугілля здійснюють гідравлічним способом за маршрутом: підповерховий штрек – пульпопускний ходок – акумулюючий штрек – вуглесосна станція.

Умови застосування системи підповерхової гідровідбійки:

- потужність пластів – 1,2-2,5 м, кут падіння 45-90°, міцність вугілля – до 2;
- бокові породи – слабкі, середньої стійкості.

В цілому ж гідравлічний спосіб видобування вугілля застосовують в досить обмежених масштабах на шахтах Росії, Канади, КНР та ін.

5.8. Аналіз систем розробки, їх параметрів і рекомендації по застосуванню

5.8.1. Вибір критерію оптимальності при аналізі і виборі систем розробки та їх параметрів

Доцільність застосування того чи іншого варіанта системи розробки, тих чи інших параметрів системи на діючих шахтах визначається здебільшого трьома показниками: величиною навантаження на лаву ($A_{\text{л}}$, т/добу), продуктивністю праці робітника по дільниці ($\Pi_{\text{пр}}$, т/міс.), собівартістю одиниці продукції виймальної дільниці (c , грн./т).

При проектуванні шахт, проведенні науково-дослідницьких робіт, зокрема при використанні економіко-математичного моделювання, в якості **критерію оптимальності**, крім вказаних критеріїв досить часто приймають величину приведених витрат:

$$C_{np} = \frac{\sum C_i}{z_i} + \frac{E(\sum K_{np})}{A}, \text{ грн./т}, \quad (5.1)$$

де $\sum C_i$ – сума експлуатаційних витрат (на заробітну плату, матеріали, використану енергію, на амортизацію обладнання та умовно-постійні витрати) при видобуванні корисної копалини у межах виймального поля, виймальної дільниці; z – промислові запаси відповідної частини поля, т; E – коефіцієнт ефективності капітальних витрат, залежить від процентної банківської ставки за кредит ($E = 0,15 \dots 0,20$); K_{np} – капітальні витрати приведені до певного періоду, часто – до початку експлуатації лави (виймальної дільниці), тис. грн.; A – річна потужність лави (виймальної дільниці), тис. т.

$$K_{npI} = (1+E)^{t_i} \cdot K_i, \quad (5.2)$$

де t_i – час приведення витрат зі знаком плюс(+) до моменту приведення витрат, зі знаком мінус(–) після моменту приведення витрат, років.

Для заданого об'єкта та окремих варіантів технологічної схеми до капітальних витрат відносять:

- вартість проведення усіх виробок до задачі шахти в експлуатацію;

- вартість проведення капітальних виробок, в т.ч. панельних бремсбергів, похилів після здачі в експлуатацію;
- витрати на придбання транспортного, очисного обладнання та ін.

До експлуатаційних витрат відносять витрати на підтримання виробок, основний і допоміжний транспорт, проведення дільничних виробок в період експлуатації, амортизаційні відрахування капітальних витрат.

Прийнятий критерій (витрати) в залежності від поставленої задачі формують як функцію від досліджуваного варіанта системи розробки чи параметра технологічної схеми: довжини лави, виїмкового поля, обладнання та ін.

5.8.2. Аналіз систем розробки, їх варіантів і параметрів

Для видобування переважної більшості вугільних пластів підземним способом на шахтах України застосовують системи розробки, вказані у підрозділах 5.2 – 5.4. Системи розробки без постійної присутності людей в очисному вибої не знайшли широкого розповсюдження. Ще рідше у наших умовах застосовують системи розробки короткими стовпами та системи розробки з гідравлічним видобуванням вугілля.

Глибокий аналіз варіантів і параметрів систем розробки діючих шахт Радянського Союзу у 70-і роки минулого століття, зокрема шахт Донецького та Львівсько-Волинського басейнів, ґрунтовні аналітичні дослідження із застосуванням економіко-математичного моделювання, виконані науково-дослідним інститутом ДонВУГІ [9] для умов пологих і похилих вугільних пластів, дозволили встановити залежність продуктивності праці, собівартості видобування вугілля і приведених витрат від напряму відпрацювання пластів (за простяганням чи падінням-підняттям), від кута падіння пласта, параметрів системи розробки. Наступні роботи 80-х – 2000-х і пізніше підтвердили правильність отриманих результатів досліджень і дозволили встановити наступне.

1. При кутах падіння від 0° до $6...10^\circ$ у переважній більшості випадків більш доцільно застосовувати виймання лавами за підняттям чи падінням пласта, а не за простяганням. Зі збільшенням потужності від $0,7...0,9$ м до $1,4...1,6$ м за сприятливих умов різниця собівартості видобування вугілля в межах виймальної дільниці для порівнюваних способів зростає з $5...10\%$ до $15...20\%$. При вийманні лавами за підняттям чи падінням пласта забезпечується прямолінійність виймальних хідників, отже створюються сприятливі умови для застосування стрічкових конвеєрів значної протяжності; забезпечується постійна довжина лави, що є важливим фактором для застосування механізованих комплексів.

При відсутності значних водоприпливів в очисні вибої оптимальним варіантом є відроблення стовпів на один горизонт з комбінацією виймання за підняттям пласта – для верхньої частини поля і за падінням – для нижньої.

При наявності значних водоприпливів в очисні вибої для поліпшення умов роботи в лаві і підвищення величини навантаження на лаву застосовують виймання тільки за підняттям. Але у цьому випадку з'являється необхідність облаштування другого транспортного горизонту, значно збільшуються витрати на проведення,

облаштування та експлуатацію додаткових виробок. Та ці витрати компенсуються суттєвим покращенням умов роботи і зростанням навантаження на лаву. Саме цей фактор обумовив ще у 70-ті роки минулого століття застосування близько 80% лав за підняттям і 20% – за падінням.

2. Порівняння техніко-економічних показників виймальних ділень діючих шахт з різними системами розробки дало змогу встановити, що для переважної більшості гірничотехнічних умов застосування стовпових систем розробки забезпечує більш високі техніко-економічні показники, ніж суцільних систем. Комбінована система розробки займає проміжне положення. Із застосуванням високопродуктивних комплексів, зі зростанням навантаження на лаву переваги стовпової системи збільшуються.

Запитання для самоперевірки

1. *Щорозуміють під системою розробки?*
2. *За якими ознаками класифікують системи розробки?*
3. *Які вимоги повинні забезпечуватись при виборі системи розробки?*
4. *Які параметри впливають на вибір системи розробки?*
5. *Наведіть класифікацію систем розробки тонких і середньої потужності вугільних пластів лавами.*
6. *Дайте аналіз суцільним системам розробки. У яких випадках вони застосовуються?*
7. *Які способи охорони виробок при суцільних системах розробки ви знаєте?*
8. *У яких випадках застосовують охорону виробок ціликами?*
9. *У яких випадках застосовують охорону виробок односторонньою бутовою смугою при суцільних системах розробки?*
10. *У яких випадках застосовують охорону виробок двосторонньою бутовою смугою при суцільних системах розробки?*
11. *Від чого залежить вибір способу розташування і охорони виймальних виробок при суцільній системі розробки?*
12. *У яких випадках застосовують технологію зведення вилитих смуг з бетону?*
13. *Які варіанти суцільної системи розробки лава-поверх (лава-ярус) за простяганням ви знаєте?*
14. *Яким чином виконують розробку при застосуванні суцільної системи лава-поверх або лава-ярус для пологого і похилого падіння? Наведіть область застосування.*
15. *Яким чином виконують розробку при застосуванні суцільної системи лава-поверх на крутопохилому чи крутому падінні? Наведіть область застосування.*
16. *Яким чином виконують розробку при застосуванні суцільної системи лава-поверх з проведенням обох штреків за лавою? Наведіть область застосування.*
17. *Які ви знаєте варіанти суцільної системи розробки за простяганням з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси)?*

18. У яких випадках застосовують суцільну систему розробки за падінням-підняттям?

19. Які недоліки і переваги суцільних систем розробки ви знаєте?

20. Дайте аналіз стовповим системам розробки. У яких випадках вони застосовуються?

21. Які варіанти стовпової системи розробки лава-поверх (ярус) за простяганням ви знаєте?

22. У яких випадках застосовують стовпову систему розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів одинарними штреками, проведенням вузьким вибоєм з охороною їх способом масив-цілик?

23. У яких випадках застосовують стовпову систему розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів подвійними штреками?

24. У яких випадках застосовують стовпову систему розробки одинарними лавами за простяганням пласта з підготовкою стовпів шляхом проведення спарених штреків широким вибоєм із закладкою породи від проходки в бутову смугу між ними?

25. У яких випадках застосовують стовпову систему розробки з проведенням штреків впритул до виробленого простору або з повторним використанням штреків?

26. Які варіанти стовпової системи розробки за простяганням з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси) ви знаєте? Охарактеризуйте їх.

27. Які варіанти стовпової системи розробки з відробкою одинарними лавами за підняттям (падінням) пласта ви знаєте? Охарактеризуйте їх.

28. Які варіанти стовпової системи розробки з відробкою спареними лавами за підняттям (падінням) пласта ви знаєте? Охарактеризуйте їх.

29. Які варіанти комбінованих системи розробки ви знаєте? Проаналізуйте їх.

30. Які варіанти систем розробки короткими очисними вибоями ви знаєте? Проаналізуйте їх.

31. У яких випадках застосовують системи розробки короткими очисними вибоями?

32. Які системи розробки без постійної присутності людей в очисному вибої ви знаєте? Проаналізуйте їх.

33. Які особливості систем розробки при підземному гідравлічному видобуванні вугілля ви знаєте?

34. Як визначається критерій оптимальності?

35. Від яких параметрів залежить критерій оптимальності?

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про вибір та обґрунтування систем розробки шахтного поля; визначення критерію оптимальності.

Розділ 6

РОЗРОБКА РОДОВИЩ В СКЛАДНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про способи запобігання раптових викидів при розкритті, підготовці та вийманні корисних копалин в складних гірничо-геологічних умовах.

При розробці вугільних пластів досить часто мають місце такі небезпечні явища:

- значне метановиділення;
- значна заводненість виробок;
- наявність вибухонебезпечного пилу;
- самозаймання вугілля;
- гірські удари;
- раптові викиди метану, вугілля і порід.

З першими чотирма факторами і заходами по їх знешкодженню розбиралися в першій частині курсу – «Підземні гірничі роботи» і частково в розділах 6 та 7 другої частини. Зокрема, розглядалися методи дегазації вугільних пластів і насичених метаном вміщуючих порід. Останні дві групи небезпечних явищ розглянемо нижче.

6.1. Розробка пластів, схильних до гірських ударів

Під дією високого тиску на глибоких горизонтах певні види гірських порід (переважно міцні і крихкі) не витримують високих місцевих напружень і при появі оголень миттєво розвантажуються, часто з викидом певної кількості породи. При цьому руйнується кріплення, створюється загроза життю людей. Чим більша глибина розробки, тим частота гірських ударів більша.

Безпосередньою причиною виникнення гірських ударів є проведення гірничих робіт і поява додаткового опорного тиску (рис. 6.1).

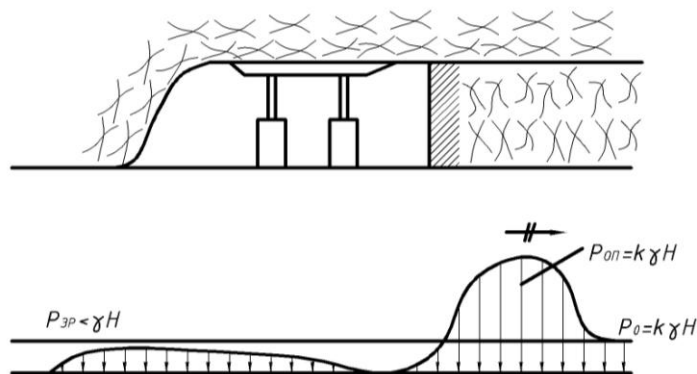


Рис. 6.1. Змінна напруг в масиві вздовж фронту проведення очисних робіт

Хвиля опорного тиску йде попереду лави і з боків вздовж штреків (опорний тиск в 2 – 4 рази більше звичайного тиску).

Суттєву роль для появи гірського удару відіграє відносна швидкість зміни напруженого стану біля поверхні вибою (більша швидкість – більша небезпека).

В залежності від інтенсивності проявлення гірських ударів їх поділяють на 4 групи:

1 – стріляння – відскакування від масиву кусків породи зі звуковим ефектом;

2 – поштовх – внутрішній гірський удар, при якому руйнування породи проходить в глибині масиву і зовнішньо супроводжується струсом і звуковим ефектом;

3 – мікроудар – невеликий викид вугілля чи породи у виробку без руйнування кріплення, супроводжується різким струсом масиву, пилевиділенням, а на газових шахтах – підвищеним газовиділенням;

4 – руйнування масиву, кріплення з викидом значної кількості породи у виробку з характерним звуком, а також значним пилевиділенням і повітряною хвилю.

Для запобігання виникнення гірських ударів прогнозують вірогідність їх проявлення в заданих умовах, зокрема наявність таких викидів на сусідніх шахтах, склад порід, глибина закладання виробок.

При проектуванні схем підготовки і систем розробки для небезпечних по гірських ударах пластів передбачають спеціальні заходи по запобіганню гірських ударів:

- зменшення величини опорного тиску на небезпечних пластах шляхом проведення випереджуючої розробки в безпечних (захисних) пластах;
- викладка бутових смуг з обох сторін виробки;
- застосування варіантів суцільної підготовки без випереджуваних штреків;
- застосування спеціальних режимів і способів проведення гірничих виробок, які дозволяють ліквідувати місцеві напруги, зокрема, камуфлетне підривання з метою створення штучної тріщинуватості;
- комбінації вище вказаних способів.

6.2. Розробка пластів небезпечних по раптових викидах вугілля і газу

Раптові викиди – динамічні явища, які характеризуються швидким руйнуванням привибійної і більш глибоко розташованої частини вугільного пласта та викидом із зруйнованої зони великої кількості вугілля і метану (або вуглекислого газу).

Кількість викинутого вугілля – від десятків до тисяч тон. Частота раптових викидів зростає з глибиною розробки і найчастіше буває на крутопадаючих пластах значної потужності.

Відбуваються викиди в зонах гірського та газового підвищеного тиску при відповідних фізико-механічних властивостях вугілля та вміщуючих порід.

Мають місце викиди в зонах геологічних порушень, де наявна концентрація високих напружень.

6.2.1. Випереджуюча розробка захисних пластів

Механізм захисної дії окремих заходів полягає у зменшенні гірського і газового тиску, збільшенні газопроникності пласта шляхом часткової дегазації вище і нижче розташованих пластів. Захисним вважається пласт або прошарок, виймання якого створює умови безпечної розробки сусіднього, схильного до викидів пласта.

Якщо необхідно відробити світу пластів і усі вони є небезпечними, то спочатку виймається один з найменш небезпечних пластів з проведенням спеціальних заходів. Тоді цей пласт стає захисним для інших. Приклад випереджуючої розробки захисного пласта 3 для крутопадаючих небезпечних за раптовими викидами пластів А і Б наведено на рис. 6.2.

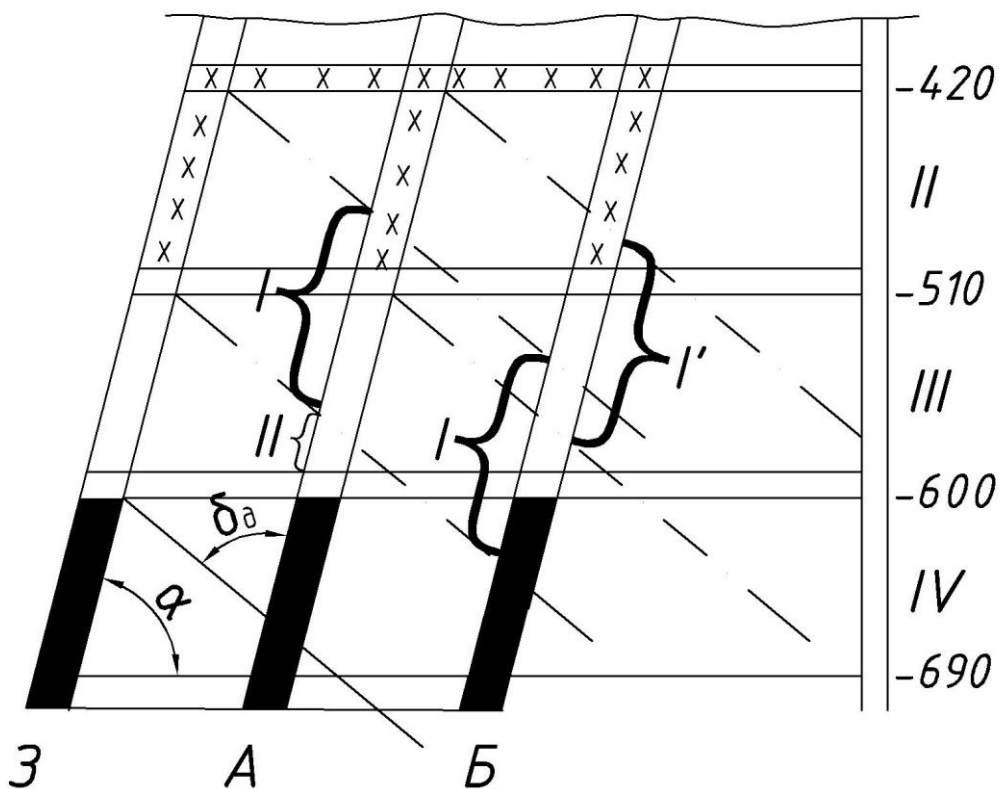


Рис. 6.2. Схема захисту викидонебезпечних пластів А і Б при їх відробці, в т.ч. шляхом випереджувальної відробки захисного пласта 3. I і I' – зони захисної дії від розробки захисного пласта 3 і раніше відробленого пласта А; II – незахищена частина пласта А при переході на новий горизонт III (600 м)

Захисна дія пластів визначається величиною кута падіння α і кута розвантаження або кута захисту β_3 . При розробці викидонебезпечного пласта А на III горизонті I частина його буде захищеною за рахунок відробки пласта 3 на II горизонті. Зона II залишається незахищеною. Для захисту пласта А на III горизонті необхідно провести випереджуючу відробку пласта 3.

При розробці пласта Б на II горизонті, який в I частині захищений відробленим пластом 3, а в частині I' – відробленим пластом А на II горизонті. Частина пласта Б має подвійний захист (I+I').

Розробка захисного пласта 3 забезпечує зниження гірського тиску в зоні I сусіднього пласта А і розповсюджується також і на черговий пласт Б. Тобто

виймання бувшого небезпечного за викидом пласта *A* спричиняє таку ж саму захисну дію по відношенню до пласта *B*.

Якщо захисний пласт виявився нижнім у світі або середнім, то відробку горизонту починають також саме з нього.

У випадках, коли захист викиднебезпечного пласта вказаним способом неможливий, необхідно застосовувати інші методи, які знижують пластовий тиск газу, зокрема, випереджаюча дегазація свердловинами, профілактичне глибинне зволоження, випереджаюче розрихлення пласта (торпедування).

У випадку необхідності залишення ціликів біля стволів по кожному небезпечному пласту виділяють незахищену небезпечну зону, де захисна дія пласта не працює.

Якщо розробка захисного пласта відбувається із закладанням виробленого простору, то захисна спроможність його зменшується і ефективна потужність пласта буде:

$$m_{ef} = k \cdot m_{з.пл.}$$

$$k = 0,1 + k_v,$$

де k_v – коефіцієнт просадки закладеного матеріалу.

Розміри захищеної зони залежать від кута δ_3 , кута падіння α , глибини розробки, ширини виробки.

При підготовці нового горизонту при проведенні нарізних, підготовчих виробок потрібно враховувати захищеність зони робіт по кожному з пластів.

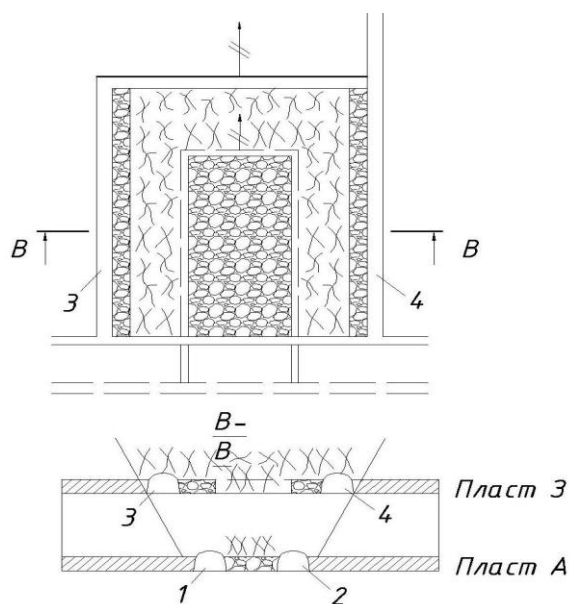


Рис. 6.3. Схема розташування магістральних виробок 1 і 2, які проходять по викиднебезпечному пласту *A*, шляхом випереджувальної розробки захисного пласта 3 із застосуванням суцільної системи розробки

Для захисту від раптових викидів вугілля і метану прохідницьких вибоїв капітальних виробок – бремсбергів, похилів, магістральних штреків і т. ін. застосовують, як і при захисті від гірських ударів, випереджувальну розробку захисних пластів (рис. 6.3), а саме – над майбутніми магістральними штреками 1 та

2, які можуть проводити широким вибоєм без залишення ціликів з випередженням, ведуть виймання захисного пласта лавою.

Проведення виймальних хідників (штреків) 3 і 4 може бути попереднім при стовповій системі розробки, або їх мають проводити слідом за лавою – при суцільній системі розробки без залишення ціликів. Хідники 3 і 4 захищені бутовою половою.

6.2.2. Запобігання раптових викидів при розкритті викидонебезпечних пластів стовбурами і квершлагами

При розкритті пластів стовбурами. Розкриття викидонебезпечних прошарків $m \geq 0,3$ м проводять з виконанням вимог при розкритті викидонебезпечних пластів.

При вибуруюванні стовбурів і перетині викидонебезпечних пластів спеціальних вимог щодо захисного плану не передбачено. При проведенні вертикальних стовбурів із використанням БПР застосовують такі заходи:

- при оголенні викидонебезпечного пласта, небезпечного за раптовими викидами, проводять дегазаційні свердловини малого діаметра;
- при розкритті пологого чи похилого пласта (рис. 6.4, а);
- при розкритті крутого пласта (рис. 6.4, б).

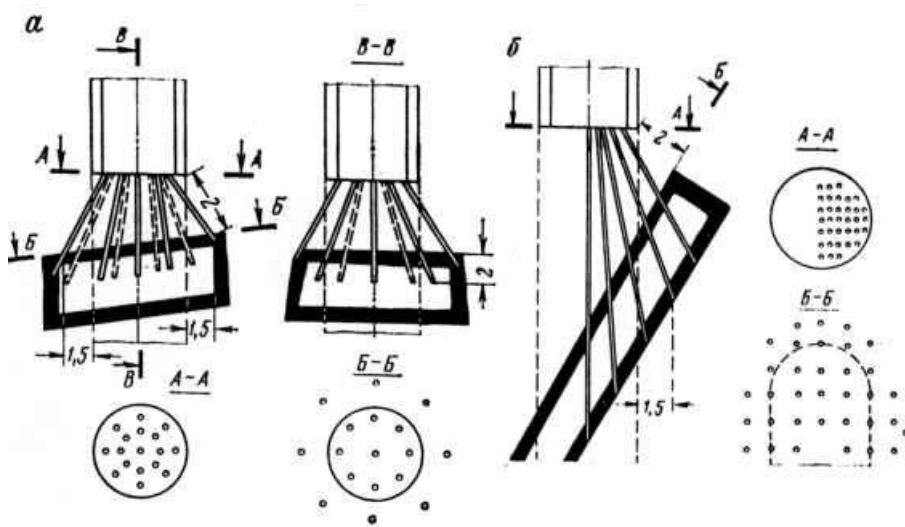


Рис. 6.4. Схема розташування дегазаційних свердловин малого діаметра при оголенні викидонебезпечного пласта: а – пологого та похилого; б – крутого

При розкритті квершлагами похилих або крутопадаючих пластів:

а) в тріщинуватих породах при підході до пласта з квершлагоу пробурюють дегазаційні свердловини. Цей варіант ефективний у випадку, коли маємо тріщинуваті породи. Свердловини дозволяють провести дегазацію пласта, знизити газовий тиск;

б) якщо пласт і породи щільні, погано пропускають газ, то проводять камуфлетне підривання зарядів в свердловині для створення додаткової системи тріщин і забезпечення зниження газового тиску;

в) гідророзрихлення – в свердловинах (через одну) нагнітають воду (можливо з домішками), яка проривається в сусідні свердловини і створює систему тріщин, по яких мігрує газ;

г) гідровимивання випереджуючих порожнин у пласті, що дозволяє зменшити газовий тиск. Пробурюють 2-3 свердловини, довжиною 1 або 2 м, встановлюють труби з насадками, подають воду і вимивають частину пласта.

6.2.3. Способи запобігання раптових викидів при підготовці і вийманні небезпечного пласта

При підготовці і вийманні викиднебезпечних пластів, коли відсутні захисні пласти, застосовують дві групи способів:

- регіональні;
- локальні.

Регіональні – для попередньої обробки вугільного масиву до підходу очисного і підготовчого вибоїв. Здійснюються через свердловини, пробурені із завчасно пройдених виробок.

Локальні – передбачають обробку привибійної частини вугільного масиву безпосередньо з очисного і підготовчого вибоїв. До цієї групи відносять гідророзрихлення пласта, гідровідтиснення, низьконапірне зволоження, гідровимивання випереджуючих порожнин, розвантажувальних щілин, буріння випереджуючих свердловин, торпедування привибійної частини пласта.

Регіональні способи запобігання раптових викидів. Ці способи передбачають зниження метанонасиченості пласта, його розвантаження від надмірного тиску газу заздалегідь до підходу вибою.

На рис. 6.5, а, б наведено приклад попередньої дегазації небезпечного за викидом пласта при проведенні підготовчих виробок. Дегазаційні свердловини проводять зі спеціальних бурових камер (а), або просто з вибою штреку (б). Випередження свердловин – не менше довжини 2...3 заходок.

Для захисту масиву пласта при його вийманні попереду лави пробурюють глибокі дегазаційні свердловини, довжина яких на 5 м менша довжини лави.

При значному газовиділенні газ із свердловин відкачується вакуумно-насосними установками через дегазаційні мережі трубопроводів.

Зволоження пласта. Якщо вищеназвані способи малоефективні, то застосовують додаткове зволоження пласта через дегазаційні свердловини. Зволоження пласта буває звичайне та із застосуванням гідророзриву.

Локальні способи запобігання раптових викидів для незахищених пластів. Передбачають обробку очисного чи підготовчого вибою на невелику глибину, при цьому передбачають мінімальну величину обробки пласта:

$$L = L_{он} + r \cdot n, \text{ (} L_{он} \text{ – незнижувальна довжина, } r \text{ – ширина захвату);}$$

$$L_{нн} = k \cdot m \cdot r^{1/2},$$

де n – кількість циклів за добу,

k – коефіцієнт залежності від ступеня вибухонебезпечності.

- 1) Гідророзрихлення пласта шляхом буріння свердловин на L і нагнітання води під великим тиском;

- 2) гідровідтиснення;
- 3) гідровимивання (застосовується у підготовчих вибоях);
- 4) проведення з вибою системи свердловин;
- 5) торпедування.

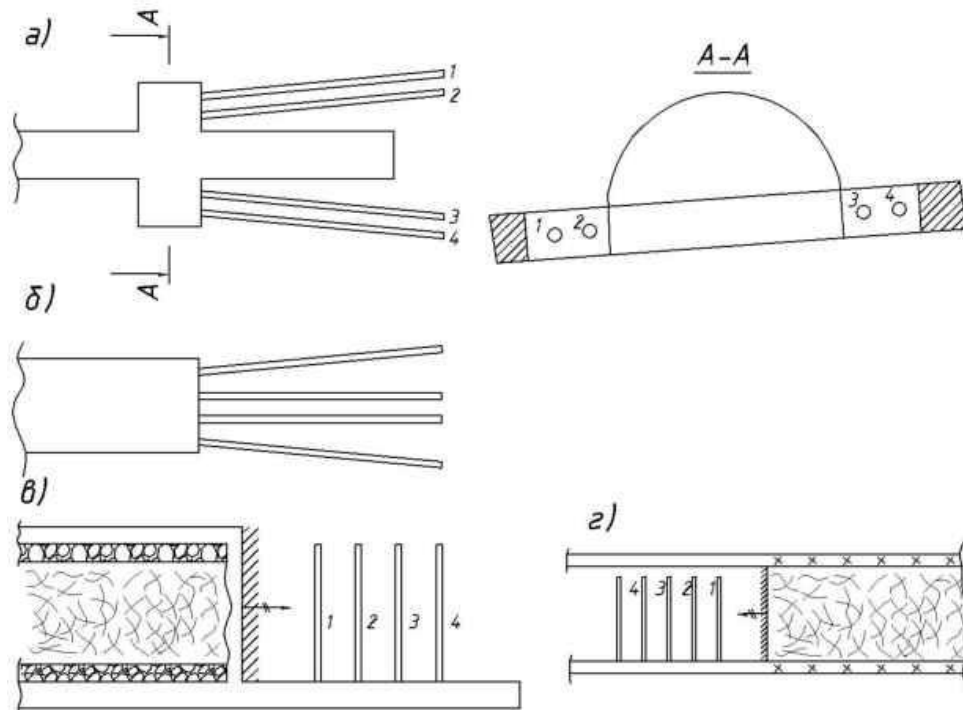


Рис. 6.5. Регіональні способи запобігання раптових викидів шляхом попередньої дегазації значної частини масиву свердловинами (1, 2, 3, 4): а, б – при проведенні підготовчих виробок з бурінням свердловин; а – зі спеціальних бурових камер; б – з вибою; в – при суцільній системі розробки; г – при стовповій системі розробки

6.2.4. Вимоги до технології розробки вибухонебезпечних пластів

Розробка вибухонебезпечних прластів повинна проводитись з дотриманням вимог [7], ДНАОП 1.1.30-1.01.-96 «Правила безпеки у вугільних шахтах». Основні вимоги полягають в наступному:

- Випередження підготовчих вибоїв не менше, ніж на 100 м.
- Просіки і печі повинні випереджувати лаву не менше, ніж на 20 м.
- Польові штреки повинні проходити від небезпечного пласта не ближче 5 м.
- При $\alpha > 10^\circ$ похилі виробки проводяться зверху вниз (по небезпечному пласту).
- В лавах забороняється застосування ніш.
- На крутих пластах рекомендується проводити виймання небезпечних пластів смугами по падінню із застосуванням щитових агрегатів.
- В захищених пластах і зонах проведення підготовчих і очисних робіт дозволяються безлокальні заходи.

Запитання для самоперевірки

- 1. Як відбувається змінна напружень в масиві вздовж фронту проведення очисних робіт?*
- 2. Як класифікують гірські удари в залежності від інтенсивності їх проявлення?*
- 3. Які небезпечні явища можуть виникати при розробці вугільних пластів?*
- 4. В яких умовах і за рахунок чого можуть виникати раптові викиди вугілля і газу?*
- 5. Яким чином розробляють викидонебезпечні пласти?*
- 6. Від яких параметрів залежать розміри захищеної зони пласта?*
- 7. Як визначається захистна спроможність захисного пласта?*
- 8. Які заходи застосовують для запобігання раптових викидів при розкритті із застосуванням буропідливних робіт?*
- 9. Наведіть схему розташування дегазаційних свердловин при оголенні викидонебезпечного пологого або похилого пласта?*
- 10. Наведіть схему розташування дегазаційних свердловин при оголенні викидонебезпечного крутого пласта?*
- 11. Які ви знаєте способи запобігання раптових викидів при підготовці і вийманні небезпечного пласта?*
- 12. Як визначається мінімальна величина обробки пласта при запобіганні від раптових викидів?*
- 13. Які ви знаєте регіональні способи запобігання раптових викидів?*
- 14. Які ви знаєте локальні способи запобігання раптових викидів для незахищених пластів?*
- 15. Які повинні виконуватись вимоги при розробці вибухонебезпечних пластів?*

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про характер розподілу напружень навколо очисного вибою; небезпечні явища, які можуть виникати при розробці вугільних пластів та способи запобігання від цих явищ.

Розділ 7

ОСОБЛИВОСТІ РОЗКРИТТЯ, ПІДГОТОВКИ І РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про особливості залягання, розкриття та підготовки рудних родовищ; процеси та технологію відбивання руди.

Мінеральні утворення, які вміщують корисні компоненти в достатній кількості для ефективного видобутку і подальшої переробки їх, називають **рудною**. Усі інші утворення називають пустою породою. Руди поділяють на дві групи: металеві та неметалеві. До групи **металевих** відносять руди, які вміщують залізо, мідь, марганець, нікель, цинк та інші метали. До групи **неметалевих** відносять солі, граніт, азбест, слюду, сірку і т. ін.

Нерудні корисні копалини такі, які використовуються в народному господарстві без виділення з них корисних компонентів. Це перш за все будівельні матеріали: граніти, пісковики, вапняки, пісок, глина і т. ін.

В широкому розумінні під поняттям **руда** розуміють часом не тільки рудні, але й нерудні корисні копалини, які видобувають із надр землі.

При проведенні гірничих виробок, а в деяких випадках і при видобуванні руди, значна частина технологічних процесів проводиться аналогічно процесам при видобуванні вугілля.

Багато спільного є і в способах розкриття та підготовки вугільних пластів і пластових рудних родовищ. Однак для рудних родовищ є свої специфічні особливості, які залежать від форми залягання та фізико-механічних властивостей руди.

7.1. Особливості залягання, розкриття та підготовки рудних родовищ

7.1.1. Особливості залягання та розкриття родовищ руди

Рудні родовища характеризуються більш різноманітними формами залягання, ніж родовища кам'яного вугілля. Крім пластових форм залягання, рудні родовища можуть мати форму жил, штоків, лінз, гнізд. В основному рудні тіла і вміщуючі породи досить міцні. Потужність рудних покладів змінюється в широкому діапазоні: від 0,25...0,50 м для руд цінних металів до 50...100 м і більше – для залізної руди, а кут нахилу – від 0 до 90 градусів.

При розробці руд усі породи поділяються на декілька груп: надто нестійкі, нестійкі, середньої стійкості, стійкі і надто стійкі. Породи першої групи (сипучі, насичені водою пливуні) не допускають оголення бокових порід і вимагають, як правило, застосування випереджуючого кріплення. Породи останньої групи можуть дуже довгий строк на значній площі знаходитись без кріплення. Від поєднання

вказаних вище умов залежить вибір того чи іншого способу розкриття та підготовки, системи розробки.

Гірниче підприємство для видобування руди підземним способом називають **рудником**. Рудник може бути поділений на окремі частини – **шахти**, які технічно ведуть самостійне видобування руди, мають самостійне провітрювання, а в адміністративному відношенні входять до складу рудника.

Розмір шахтних полів рудних шахт по простяганню становить 0,5...2 км, а на великих родовищах – до 5 км. По падінню розмір поля коливається від декількох сот метрів до 2...3 тис. м. Термін служби рудників залежить від їх продуктивності: від 10 років – при потужності рудника 300 тис. т на рік до 40 років і більше – при потужності 2 млн. т і більше.

7.1.2. Особливості розкриття рудних родовищ

Розкриття рудних родовищ в основних рисах проводиться аналогічно розкриттю вугільних родовищ. Але рудні тіла здебільшого мають велику потужність і після їх виймання відбувається значне обрушення та просідання всього масиву вище розташованих порід. Тому капітальні розкривні виробки розташовують за межами зони зсуву гірських порід.

Розкриття родовищ руди в межах шахтного поля проводиться вертикальними стовбурами, похилими стовбурами, штольнями, сліпими штольнями, а також комбінацією цих виробок. Головні розкривні виробки закладають за межами очікуваної зони зсуву порід (рис. 7.1, 7.2). Як і на вугільних шахтах при невеликих глибинах розробки, для полого падаючих покладів розкриття проводять похилими стовбурами.

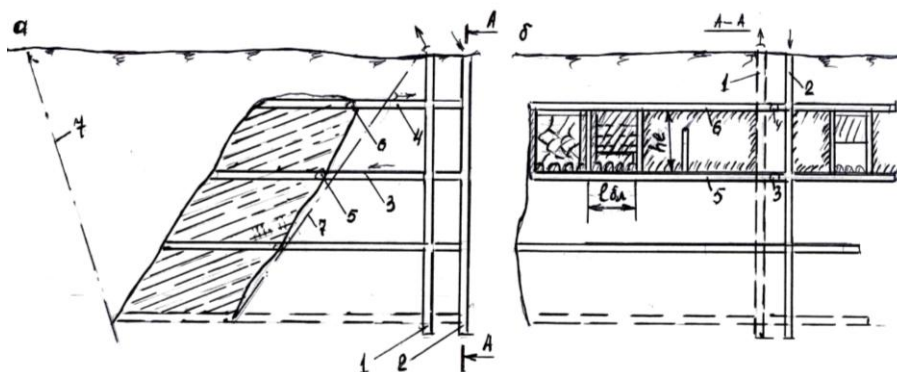


Рис. 7.1. Схеми розкриття (а) і етапної підготовки (б) крутопадаючого покладу: 1, 2 – головний та допоміжний стовбури; 3, 4 – квершлаг; 5, 6 – етапний штрек; 7 – межа зсуву.

Для більш глибоких шахт застосовують способи розкриття вертикальними стовбурами з підйомом руди в шкіпах. У багатьох випадках при розробці міцних руд перша стадія подрібнення здійснюється в підземних дробарках. Руда з верхніх поверхів передається в дробарку, камеру для якої споруджують на горизонті пристовбурного двору.

Для дуже глибоких шахт (понад 1,5...2 км) розкриття глибокої частини родовища здійснюють вертикальними або похилими сліпими стовбурами (рис. 7.3).

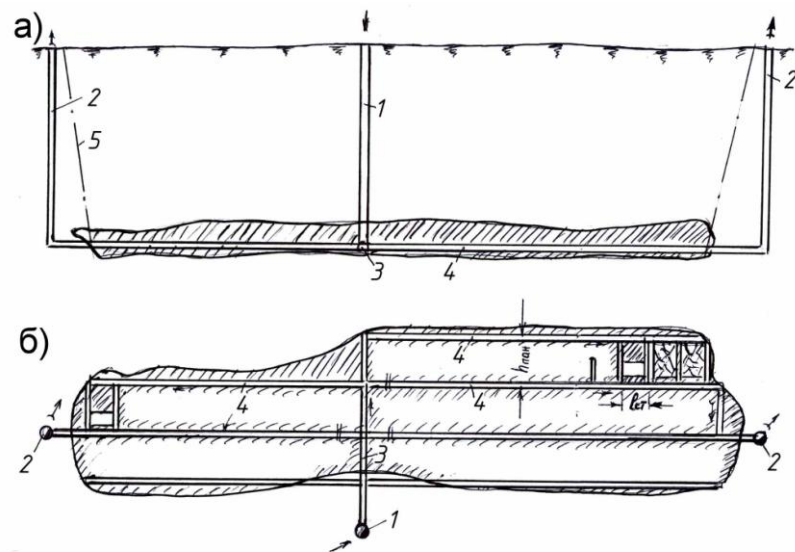


Рис. 7.2. Схема розкриття (а) і панельної підготовки (б) горизонтально падаючого покладу: 1, 2 – головний і вентиляційний стовбури; 3 – квершлаг; 4 – панельний штрек; 5 – межа зсуву.

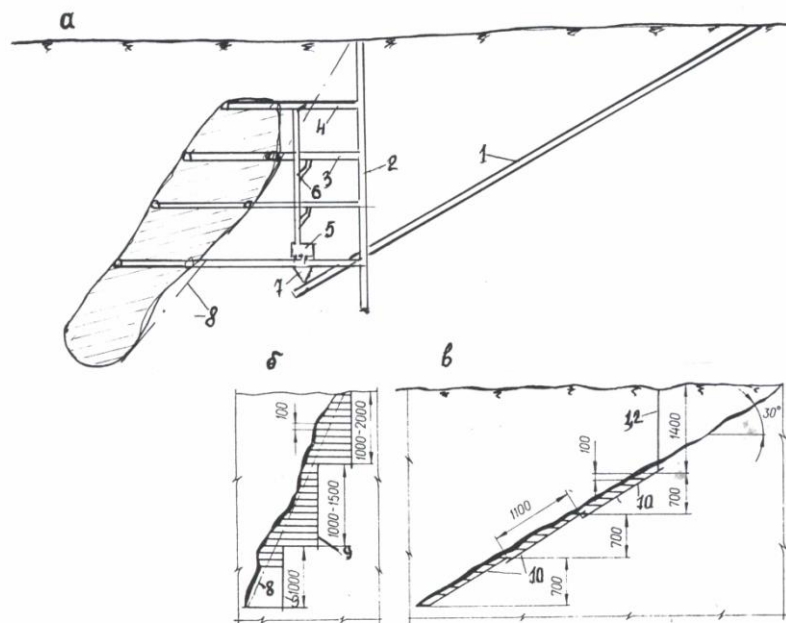


Рис. 7.3. Комбіновані системи розкриття: а – вертикальними і похилими стовбурами; б, в – вертикальними стовбурами, сліпими вертикальними і похилими стовбурами; 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 3, 4 – квершлаг; 5 – камера подрібнення; б – рудоспуск; 7 – бункер; 8 – межа зсуву; 9, 10 – сліпі стовбури: вертикальний та похилий.

7.1.3. Способи підготовки родовищ

Підготовка рудних родовищ здійснюється декількома способами. Найбільш поширеними є панельний та поверховий способи підготовки. Панельний спосіб знайшов застосування при розробці горизонтальних і пологих, а поверховий – для крутих та похилих родовищ.

При **панельному способі підготовки** від головного стовбура 1 (рис. 7.2) проводять квершлаг 3, від якого через 50...100 м нарізають панельні штреки 4 до меж шахтного поля. Між панельними штреками через 15...30 м нарізають стовбури. Схема провітрювання шахти – діагональна: свіже повітря подається по головному стовбуру 1, а вихідний струмінь повітря видається по вентиляційних стовбурах 2, на яких установлені вентилятори головного провітрювання.

При **поверховому способі підготовки** від стовбурів проводять поверхові квершлагів, а від них по простяганню рудного покладу – поверхові штреки 5 і 6 (рис. 7.1). Похила висота поверху становить 30...100 м. Між поверхами двох горизонтів нарізають блоки, розмір яких по простяганню залежить від гірничотехнічних умов і змінюється в межах 40...100 м. При поділі поверху на підповерхи мінімальна висота поверху зростає, відповідно зменшується об'єм проходки етажних квершлагів, пристовбурних дворів на одиницю продукції.

7.2. Особливості технології відбивання руди

Технологія видобування руди складається з таких процесів:

- відбивання руди (буріння свердловин чи шпурів, зарядження їх і підривання);
- вторинного подрібнення;
- доставки й завантаження руди;
- керування гірським тиском.

Відбивання руди – це основний і найбільш трудомісткий процес. Як правило, його виконують буро-підричним способом. Механічне відбивання використовується досить рідко, головним чином при вийманні слабких руд, зокрема марганцевих. Вартість відбивання досягає 60% і навіть 80% вартості очисного виймання.

Відбивання руди із застосуванням буро-підричних робіт здійснюють двома способами: шпуровим та свердловинним.

7.2.1. Шпурове відбивання руди

Шпурове відбивання руди при очисній виїмці буває стелеуступним, підетажним (підповерховим) або здійснюється окремими шарами, які виймають знизу вгору чи згори вниз. Шпури при цьому розташовують горизонтально. Довжина шпурів найчастіше знаходиться в діапазоні 2...3,5 м, а діаметр становить 40...60 мм. Для буріння шпурів використовують три *способи буріння: обертальний, ударно-поворотний і ударно-обертальний*. Обертальний спосіб буріння застосовують рідко для руд відносно слабких ($f \leq 4...6$) з використанням при цьому електросвердел. В основному використовують другий і третій з названих способів і реалізують їх за допомогою перфораторів. При невеликих об'ємах робіт і неміцних рудах застосовують буріння ручними перфораторами. Більш потужними й продуктивними є телескопічні перфоратори, якими вибурюють вертикальні і крутопохилі шпури. Набагато продуктивнішими є сучасні самохідні бурові установки на пневмоході з дизельним приводом; вони обладнані двома-трьома телескопічними стрілами (маніпуляторами) з важкими швидкоударними

пневматичними або гідравлічними перфораторами. Такими установками бурять горизонтальні шпури довжиною 3...4 м у вибоях з висотою до 6...7 м. Для підривання використовують патроновані або ж гранульовані розсипні ВР. Застосування механізованого заряджання шпурів значно підвищує продуктивність цього процесу.

Переваги шпурового способу відбивання в порівнянні зі свердловинним такі: можливість рівномірного мілкого подрібнення, що дозволяє обходитись без вторинного подрібнення і відповідних виробок; мінімальні втрати руди; незначний сейсмічний ефект.

До *недоліків способу* слід віднести високу трудомісткість і собівартість відбивання, менш сприятливі умови праці (значне запилення, шум, вібрації).

Вказані особливості шпурового відбивання визначають область ефективного використання способу: рудні тіла незначної та змінної потужності до 5...8 м, при вийманні яких необхідно застосовувати підтримання покрівлі в очисному вибої; цінні руди зі складною морфологією покладу.

7.2.2. Відбивання руди свердловинами

Це найбільш поширений спосіб руйнування руди. Вибір оптимального способу буріння свердловин, оптимальних параметрів БПР суттєво впливає на техніко-економічні показники роботи підприємства в цілому. У виробничій практиці знайшли застосування такі способи буріння свердловин: штанговий, заглибними пневмоударниками, шарошечний і обертальний.

Штангове (ударно-поворотне) буріння виконують важкими телескопічними та колонковими перфораторами ударної дії; і воно забезпечує буріння свердловин діаметром 50...85 мм на глибину 12...25 м при міцності руди за шкалою М.М. Протодьяконова $f = 16...18$. Застосування самохідних бурових установок останнім часом призвело до збільшення глибини буріння свердловин до 40...50 м, значного зростання продуктивності буріння, що суттєво розширило область застосування даного способу буріння. Продуктивність буріння самохідних бурових установок з двома-трьома перфораторами у Швеції, Канаді в декілька разів вища, ніж для вітчизняних бурових установок типу БУ-70У, для яких вона становить 10...50 м за зміну.

При бурінні свердловин із застосуванням пневмоударника використовується *обертально-ударний принцип буріння*: переміщення пневмоударника, тиск на вибій свердловини й обертання здійснюються за допомогою штанг – удари наносяться по робочому органу, який обертається. Установки цього типу застосовують для буріння свердловин діаметром 100...150 мм в породах міцністю $f = 6...17$ зі швидкістю по 7...20 м/зміну.

Шарошечне буріння застосовують для буріння свердловин діаметром 150...200 мм на глибину до 50...80 м по міцних породах, швидкість буріння становить 15...18 м/зміну. При цьому способі буріння порода роздавлюється робочим органом і потоком води виноситься зі свердловини.

Обертальний спосіб буріння свердловин діаметром 80...100 мм застосовують для руд з міцністю до 6...8. Для збільшення продуктивності використовують

коронки з твердосплавних елементів або алмазні. Алмазні коронки застосовують переважно для кернового буріння по міцних, абразивних рудах. Продуктивність обертального буріння становить 20...40 м/зміну.

Розташування свердловин може бути паралельним, однорядним і багаторядним. В останньому випадку застосовують підривання свердловин із сповільненням 25...50 мс між рядами.

7.3. Вторинне подрібнення руди

Вторинне подрібнення застосовують у випадках, коли в процесі відбивання утворюються куски (негабарити) із розмірами, що перевищують параметри даної технологічної схеми (від 250-350 мм до 900-1200 мм), а саме – розміри приймальних решіток рудоспусків, отворів дробарок. Для подрібнення найчастіше застосовують вибухові речовини в коротких шпурах, накладні та фугасні заряди (рис. 7.3), механічні бутоби. Вторинне подрібнення здійснюють в очисних вибоях, якщо туди є безпечний доступ людей або в доставочних та спеціальних виробках для подрібнення.

Вихід негабариту залежить від системи розробки і її параметрів, а саме від способу підривання, схеми розташування свердловин, їх діаметра, відстані між ними, величин заряду для заданого масиву руди. Зменшення відстані між свердловинами, збільшення величини заряду в них призводить до зменшення виходу негабариту, зменшення витрат на вторинне подрібнення. Та водночас збільшуються витрати на буріння і підривні роботи. Оптимальні параметри БПР визначаються мінімальними сумарними витратами на проведення БПР і вторинне подрібнення.

7.4. Доставка і навантаження руди

Доставка руди з місця відбивання до основних транспортних виробок на рудниках здійснюється під дією власної ваги, за допомогою механічних пристроїв, із використанням сили направленої вибуху або комбінацією вказаних способів.

Самоплинна доставка руди знайшла застосування при кутах падіння вище 45 градусів шляхом її переміщення по підшві пласта, а на похилому падінні (30...45 градусів) – шляхом переміщення по жолобах. Один із варіантів доставки руди під дією власної ваги з очисного вибою до відкотного штреку наведено на рис. 5.4, а. Випускною виробкою є дучка, після неї може бути рудоспуск. Розмір дучки повинен бути в 4...5 разів більше максимального розміру кондиційного куска. Але це не гарантує утворення “пробок” негабаритами.

Скреперна доставка руди знайшла широке застосування для доставки руди горизонтальними та пологопадаючими виробками до місць випуску з блоків відбитої руди – до рудоспусків (рис. 7.4). Найчастіше відбір негабаритів для повторного подрібнення руди проводять на горизонті скреперування. Куски руди, які не пройшли через решітку 5, відкладають збоку, а потім подрібнюють. Скреперні виробки (орти, штреки скреперування), проведені в міцних породах чи рудах, не закріплюють. Цей вид доставки простий, маловитратний, але призводить до

значного пилевиділення. Область застосування інших засобів та способів доставки така.

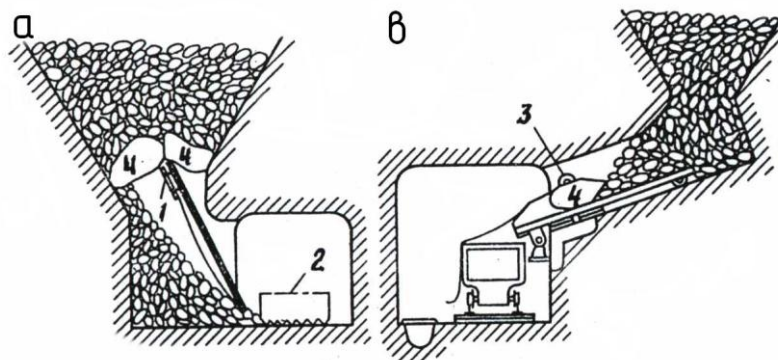


Рис. 7.4. Схема ліквідації негабариту підризним способом: *а* – в будці; *б* – в ходку віброживильника: 1 – фугасний заряд; 2 – скрепер; 3 – накладний заряд; 4 – негабарит.

Навантажувально-доставочні машини – використовують для доставки руди до рудоспусків, приймальних бункерів на невеликі відстані. Такі машини мають або ківш великої ємності, або ківш та кузов і можуть самозавантажуватись. Наявність пневматичного ходу забезпечує значну маневреність і автономність пересування (рис. 7.5).

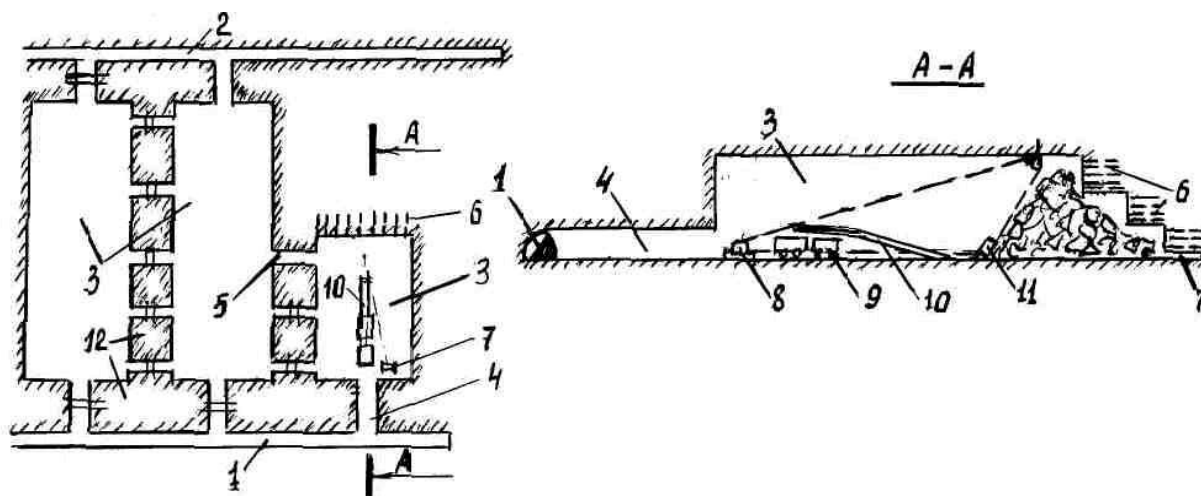


Рис. 7.5. Камерна система розробки кам'яної солі зі шпуровою відбійкою стелеуступними вибоями: 1, 2 – відкотний і вентиляційний штреки; 3 – камера; 4 – заїзд; 5 – збійка; 6 – шпури; 7 – підсічна щілина; 8, 11 – скреперна лебідка і ківш; 9 – вагонетки; 10 – навантажувальний жолоб; 12 – цілики.

Самохідні вагонетки мають пневмохід, а отже не потребують рейкових колій; для їх розвантаження використовують вмонтований на дні вагонетки скребковий конвеєр. Відстань транспортування – до 400 м.

Конвеєрна доставка – забезпечує високу продуктивність як на малих, так і на значних відстанях, але вимагає більшого подрібнення руди і більш високих капітальних витрат, ніж скреперна. Для доставки використовують пластинчаті, скребкові та стрічкові конвеєри з підвищеною міцністю стрічки.

Навантажувачі й екскаватори, ковшові екскаватори – застосовують досить часто при вийманні покладів міцних руд значної потужності. Навантажувальні машини типу ПНБ та ППН можуть працювати у виробках із відносно невеликим перерізом, при незначній потужності покладу.

Дизельні автосамоскиди – потребують значної висоти очисного простору і міцних порід. Для вловлювання шкідливих газів ці машини обладнують очисними пристроями – скуберами. Цей спосіб доставки високопродуктивний, але потребує подачі у виробки додаткової кількості повітря.

Вибухова доставка. При цьому способі руда переміщується в очисному просторі до місця випуску силою направленої вибуху. Ефективність способу зростає при наявності нахилу підосви вибою в сторону місця випуску.

Гідравлічна доставка. Здійснюється потоком води, який переміщує утворену пульпу до транспортних виробок.

7.5. Керування гірським тиском

Під терміном *керування гірським тиском* розуміють сукупність заходів по регулюванню проявів гірського тиску в підземних виробках з метою утворення безпечних умов роботи. Стосовно очисного простору ці заходи називають ще підтриманням виробленого простору.

Від правильного вибору способу керування гірським тиском залежить безпека робіт, величина витрат і збіднення, продуктивність рудника, собівартість продукції. Надмірне оголення покрівлі призводить до часткових чи масових обвалів порід покрівлі і боків виробки, різкого збільшення гірського тиску, руйнування кріплення, втрат руди.

Запорукою безпечної експлуатації виробок є надання їм таких форм і розмірів, які б відповідали гірничотехнічним умовам, в яких виробки знаходяться. На вибір способу керування гірським тиском впливають: міцність руд і вміщуючих порід, потужність і кут залягання покладу, цінність руд, наявність інших виробок.

При видобуванні руд використовують такі способи керування гірським тиском:

- **підтримання виробленого простору** шляхом залишення ціликів руди; закладання виробленого простору пустими породами; тимчасового залишення в ньому відбитої руди; встановлення кріплення; комбінації вказаних способів;

- **обрушення порід**, що призводить до зменшення гірського тиску на навколишні виробки.

Розглянемо вказані вище способи керування гірським тиском і їх особливості.

1. **Підтримання виробленого простору ціликами.** Знайшов широке застосування як самостійний спосіб підтримання (так званий спосіб незакріпленого простору), так і в комбінації з іншими способами – магазинуванням, кріпленням, закладкою. При цьому використовують міжповерхові, міжблокові, міжкамерні та внутрішньовибійні цілики. Внутрішньовибійні цілики залишають безпосередньо в очисних вибоях для підтримання порід покрівлі при вийманні пологопадаючих пластів (рис. 7.5). Форма ціликів може бути прямокутною, круглою або іншою. Розміри ціликів, відстань між ними розраховують в залежності від міцності руди і вміщуючих порід.

Недоліками способу є значні втрати руди в ціликах та обмежені умови застосування – для міцних руд і вміщуючих порід. До переваг способу відносять незначні трудові і матеріальні витрати безпосередньо на видобування руди.

2. Підтримання виробленого простору шляхом повного закладання.

Матеріалом для закладання можуть бути породи від проходження виробок, хвости збагачувальних фабрик, шлак, спеціально видобуті пісок, глина та суміші вказаних компонентів. Закладка може подаватись у вироблений простір у сухому вигляді під дією власної ваги (самопливом) чи пневматично, та у мокрому – гідравлічним способом і виконуватись горизонтальними чи похилими шарами.

Відробка із закладкою пов'язана зі значними витратами, але забезпечує мінімальні втрати запасів, мінімальні деформації вміщуючих порід, підвищує пожежонебезпечність та загальну безпеку робіт. Застосовують цей спосіб переважно при вийманні цінних руд.

3. Підтримання шляхом магазинування руди. Сутність способу полягає в тому, що відбиту руду тимчасово залишають у виробленому просторі для використання її в якості тимчасового кріплення – закладного матеріалу. В міру відбивання та розширення руди в об'ємі її частково випускають, а після відробки блока випускають повністю.

4. Підтримання із застосуванням кріплення. Це один із дорогих способів, використовують його при вийманні цінних руд потужністю до 3...6 м. При відробці крутих родовищ потужністю до 3 м застосовують підсилене розпірне кріплення.

При вийманні тонких і малопотужних пологих пластів застосовують комбінацію: кріплення привибійного простору, включаючи механізоване, з обрушенням покрівлі за межами очисного вибою (аналогічно розробці вугільних пластів).

5. Обрушення руди і вміщуючих порід. Спосіб знайшов широке застосування через незначні трудові і матеріальні витрати. Після виймання руди в блоці без застосування кріплення підривають цілик під очисним вибоєм, і вироблений простір блока заповнюється обваленою породою. Цей спосіб застосовують також в поєднанні з іншими способами: магазинуванням руди, із кріпленням.

Суттєвим недоліком способу є значна деформація порід, порушення земної поверхні – особливо при значній потужності покладу і невеликих глибинах розробки.

7.6. Системи розробки рудних родовищ

Під *системою розробки рудних родовищ* розуміють сукупність процесів проведення підготовчих, нарізних і очисних робіт та керування гірським тиском в межах блока, пов'язаних у просторі й часі, і відповідній механізації.

7.6.1. Класифікація систем розробки

Велика кількість існуючих систем розробки і їх варіантів призвела до неоднозначності їх класифікації. Найбільш визнаною є класифікація, запропонована проф. Тушковим М.І. та уточнена акад. Агошковим М.І. (таблиця 7.1), і класифікація, запропонована проф. Іменитовим В.Р (таблиця 7.2). Основою цих класифікацій є спосіб керування гірським тиском.

Таблиця 7.1. Класифікація систем розробки за академіком Агашковим М.І.

№ п/п	Класи систем	Група	Суть та умови застосування
1	Системи розробки з магазинуванням руди в очисному просторі	Системи зі шпуровим відбиванням з магазину. Системи з відбиванням зі спеціальних виробок. Системи з відбиванням глибокими свердловинами.	Очисний простір практично повністю заповнюють відбитою рудою. Руда та оточуючі породи стійкі. Руда, що не схильна до злежування та самозаймання.
2	Системи розробки з кріпленням очисного простору	Системи з підсиленням розпирним та станковим кріпленням. Системи з камерним та комбінованим кріпленням.	Підтримка оточуючих порід забезпечується кріпленням. Застосовують при проходці рудних запасів в достатньо складних гірничо-геологічних умовах.
3	Системи розробки з закладенням очисного простору	Системи розробки горизонтальними шарами з закладкою. Системи розробки похилими шарами з закладкою. Уступні системи з закладкою. Системи низхідної пошарової розробки з закладкою. Суцільні системи з закладкою.	Очисний простір заповнюють закладкою в процесі очисної виїмки. Застосовують при розробці багатих руд, в складних гірничо-геологічних умовах, при необхідності збереження земної поверхні
4	Системи розробки з обрушенням оточуючих порід. Системи розробки з обрушенням руди і оточуючих порід. Комбіновані системи розробки	Системи з кріпленням і закладкою. Системи пошарового обрушення. Щитові системи розробки. Стовбові системи з обрушенням кривлі. Системи підповерхового обрушення. Системи поверхового самообрушення. Системи поверхового примусового обрушення. Комбіновані системи розробки з виїмкою камер з відкритим очисним простором. Комбіновані системи розробки з виїмкою камер і магазинуванням руди. Комбіновані системи розробки з виїмкою камер і з закладкою.	В процесі очисної виїмки оточуючі породи обвалюються і заповнюють вироблений простір. Застосовують у нестійких породах та бідних рудах. Очисний простір заповнюють обваленою рудою та оточуючими породами. Випуск руди виконують під налягаючими обваленими породами. Застосовують переважно при виїмці ціликів.

Таблиця 7.2. Класифікація систем розробки за проф. Іменитовим В.Р.

№ п/п	Класи систем	Група	Суть та умови застосування
1	Системи розробки з природною підтримкою очисного простору	А. Системи розробки з природною підтримкою очисного простору і механізованою доставкою руди. Б. Системи розробки з природною підтримкою очисного простору і самоплинною доставкою руди.	1. Суцільна система. 2. Камерно-стовпова система. 3. Камерна система. 4. Система з відбивкою з магазину. 5. Інші системи розробки даної групи.
2	Системи розробки з обрушенням руди і оточуючих порід.	А. Системи з поверховим обрушенням. Б. Системи з підповерховим обрушенням.	1. Поверхове примусове обрушення з суцільною виїмкою. 2. Поверхове примусове обрушення з компенсаційними камерами. 3. Підповерхове обрушення з торцевим випуском руди. 4. Підповерхове обрушення з донним випуском руди.
3	Системи розробки зі штучним підтриманням очисного простору	А. Системи з закладкою. Б. Системи з кріпленням. В. Системи з кріпленням і наступним обрушенням.	1. Одношарова виїмка з закладкою. 2. Горизонтальні шари з закладкою. 3. Похилі шари з закладкою. 4. Система розробки тонких жил з окремою виїмкою. 5. Низхідна пошарова виїмка з твердючою закладкою. 6. Стівкова система з обрушенням. 7. Пошарове обрушення. 8. Інші систем и розробки даної групи.

За класифікацією Іменитова В.Р. усі системи поділяють на три класи, кожен з яких поділяють на групи, а групи – на системи (табл. 7.1, 7.2).

До першого класу відносять **системи розробки з природним підтриманням очисного простору**. Очисне виймання складається з відбивання і доставки руди, а при необхідності – ще й з вторинного подрібнення. Для підтримання покрівлі можуть залишати тимчасові цілики. Дві групи систем цього класу відрізняються способом доставки руди: механізованим чи самопливним. До цього класу відносять такі системи розробки: суцільну, камерно-стовбурову, з підповерховим відбиванням, відбиванням з магазинів, стелеуступну з простим розпірним кріпленням.

До другого класу відносять **системи розробки з обрушенням руди і вміщуючих порід**. В очисному просторі люди відсутні, а процеси у вибої такі, як і для систем I

класу. До цього класу відносяться системи розробки з поверховим примусовим обрушенням, підповерховим обрушенням, підповерховим самообрушенням.

До **третього класу** відносять **системи розробки зі штучним підтриманням очисного простору**, а саме системи із закладанням виробленого простору горизонтальними та похилими шарами, системи з посиленим розпірним кріпленням, системи з кріпленням і наступним обрушенням. Стовбурова та щитова системи аналогічні системам розробки вугільних пластів. Нижче розглянуто деякі з характерних систем розробки рудних родовищ.

7.6.2. Камерно-стовбурові та суцільні системи розробки

Відносяться до систем першого класу. При камерно-стовбурових системах розробки панель виймають окремими камерами, між якими залишають опорні цілики. На рис. 7.6 наведено приклад такої системи із застосуванням самохідного обладнання. Така система розробки приймається при розробці залізних руд, калійної солі. Ширина камери залежить від глибини розробки та міцності порід і для залізорудних порід становить 8...12 м, а розміри ціликів від 6х8 м до 8х12 м. Бар'єрні цілики частково виймають, а міжкамерні – після відробки камер погашають. Для калійних солей розміри ціликів ще більші. При кутах падіння 10...30° може бути використаний варіант з вибуховою доставкою руди.

В суцільних системах розробки з використанням ціликів для підтримання покрівлі, на відміну від камерно-стовбурових, панелі виймають без поділу на блоки, вибій розташовують на всю ширину панелі.

При **видобуванні пиляного каменю** міжкамерні цілики залишають у вигляді стовпів. Розміри блоків, які випилює машина, залежать від параметрів машини і становлять від 390х180х288 мм до 1380х420х388 мм.

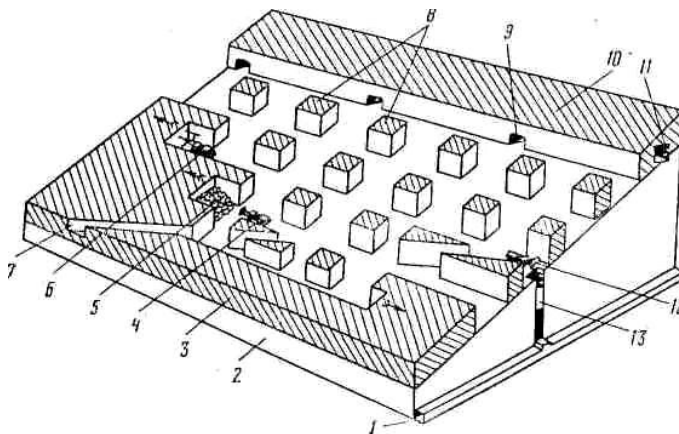


Рис. 7.6. Камерно-стовбурова система розробки: 1 – заїзд; 2 – породи підшви пласта; 3 – руда; 4, 12 – навантажувально-доставочні машини; 5 – відбита руда в камері; 6 – самохідна бурова установка; 7 – діагональний з'їзд; 8, 10 – опорний та панельний цілики; 9 – збійка камер з вентиляційним штреком; 11 – вентиляційний штрек; 13 – рудоспуск.

7.6.3. Камерні системи розробки

Це системи розробки з природним підтриманням очисного простору, в яких відбивання руди в камерах здійснюють свердловинами, а руду випускають під прикриттям цілика. Відбивання руди проводять з поверхових або підповерхових виробок, при чому в очисні вибої людям заборонено заходити.

На рис. 7.7 наведено приклад камерної системи розробки з підповерховим відбиванням руди свердловинами. Підготовка камери полягає в проведенні блокових висхідних виробок 4, підповерхових штреків 11, лійок для випуску руди, горизонтальної підсічки і завантажувальних заїздів 13, а також вертикальної відрізної щілини.

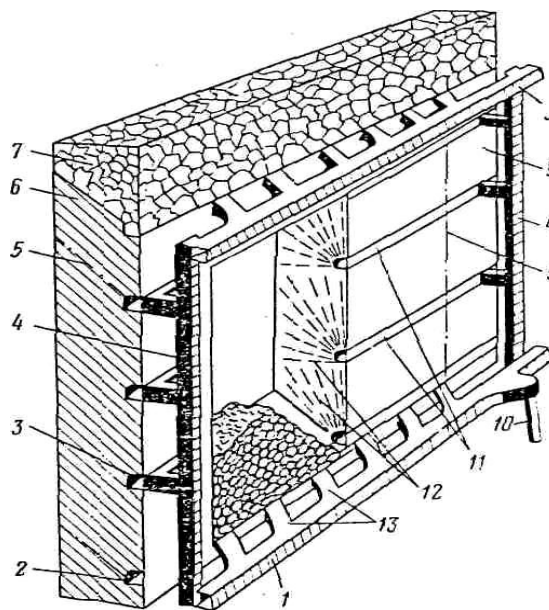


Рис. 7.7. Камерна система розробки руди з підповерховим відбиванням руди і доставкою самохідним обладнанням: 1, 2 – доставочний і транспортний штреки; 3 – збійка; 4 – підняттеві (висхідні) виробки; 5 – межа камери; 6 – міжетажний цілик; 7 – обрешена порода; 8 – міжкамерний цілик; 9 – вентиляційний штрек; 10 – рудоспуск; 11 – бурові підповерхові штреки; 12 – свердловини; 13 – вантажні заїзди.

Відбивання руди здійснюють свердловинами, розташованими віялом у вертикальній площині. Після випуску руди і відробки наступних двох – трьох блоків охоронні цілики можуть бути підірвані, камери – погашені.

При відробці кам'яної солі також застосовують камерні системи розробки (рис. 7.6), але на відміну від залізородних шахт відбивання проводять шпурами, а камери використовують для господарських та інших потреб. Зокрема, в Артемівську старі камери використовують для зберігання шампанських вин, а в Закарпатті – для лікування хворих на астму.

7.6.4. Системи розробки з магазинуванням руди

Камеру відробляють знизу вгору так, щоб залишився робочий простір висотою біля двох метрів. Підготовка блока полягає в проведенні відкотного і вентиляційного штреків 1 і 2 (рис. 7.8), висхідних виробок, підсічного штреку 4, лійок і рудоспусків для випуску руди.

Очисне виймання проводять стелеуступним вибоєм довжиною уступів 10-12 м і висотою 1,5-2 м або суцільним вибоєм на всю довжину блока. Цикл очисного виймання включає буріння і підривання шпурів, провітрювання, випуск надлишків відбитої руди, оббирання покрівлі. Після випуску руди висота робочого простору повинна бути в межах 1,8...2,5 м.

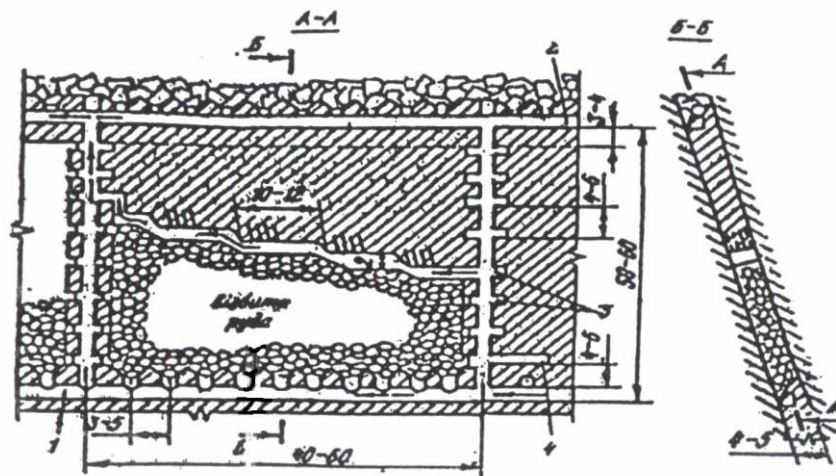


Рис. 7.8. Розробка руди шпуровим способом з магазинуванням: 1, 2 – відкотний і вентиляційний штрек; 3 – збіжки; 4 – підсічний штрек.

Після досягнення очисними роботами межі підштрекового цілика вентиляційного горизонту починають випуск із блока (магазину) відбитої руди рівномірно з усіх люків. Якщо вироблений простір після випуску руди закладають, то охоронні цілики під і над вентиляційним штреком виймають після закладання. Якщо ж вироблений простір не закладають, його цілики виймають разом із випуском руди. Не виймають цілики тільки при видобуванні малоцінних руд, але це призводить до збільшення втрат на 15% і більше.

7.6.5. Системи поверхового та підповерхового примусового обрушення

Відносяться до II класу систем. Системи поверхового обрушення застосовують для розробки бідних та малоцінних руд будь-якої міцності й стійкості на крутопадаючих надпотужних пластах, які залягають на значній площі.

На рис. 7.9 наведено приклад системи поверхового примусового обрушення крутопадаючого пласта з поділом на блоки. Підготовка блока полягає в проведенні відкотних і вентиляційних штреків, висхідних виробок, штреків (ортів) горизонту подрібнення (скреперування), рудоспусків, дучок, бурових камер, з яких пізніше пробурюють свердловини.

Початковий вільний простір для відбитої руди (компенсаційні камери) утворюють шляхом оббурювання з дучок, лійок і підривання рудного масиву на висоту 8...10 м.

В подальшому із бурових камер бурять свердловини і підривають окремі шари із мілісекундним сповільненням для всього блока. Довжина блока становить 30...100 м і більше.

Якщо підсічені на значній площі руди тріщинуваті та здатні обрушуватись під дією сили власної ваги, то застосовують систему поверхового самообрушення.

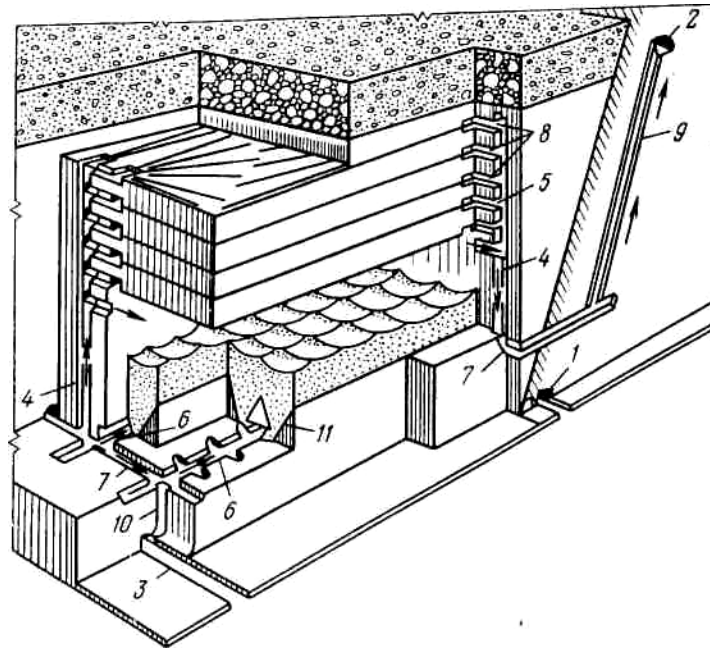


Рис. 7.9. Система розробки поверховим обрушенням: 1, 2 – польові відкотний та вентиляційний штреки; 3 – рудний штрек; 4, 9 – підняттеві виробки; 5, 8 – збійки між камерами і камери; 6 – орт скреперування; 7 – штрек горизонту скреперування; 10 – рудоспуск; 11 – дучки.

Системи підповерхового примусового обрушення застосовують у тих випадках, коли неможливо використати систему поверхового обрушення, а саме: при нависанні слабких руд і великому гірському тиску, коли руда здатна до злягання, має значні включення некондиційних руд. Кожний з підповерхів має свій горизонт випуску руди.

7.6.6. Системи розробки із закладкою виробленого простору

Застосовують, переважно, при видобуванні цінних руд або при видобуванні руд у складних гірничогеологічних умовах шпуровим методом (рис. 7.10). Закладання породи може бути самоплинним, гідравлічним чи пневматичним горизонтальними або похилими шарами. Виймання руди в межах поверху може бути суцільним або з поділом на блоки. В останньому випадку висота поверху може бути більшою, ніж при суцільному вийманні.

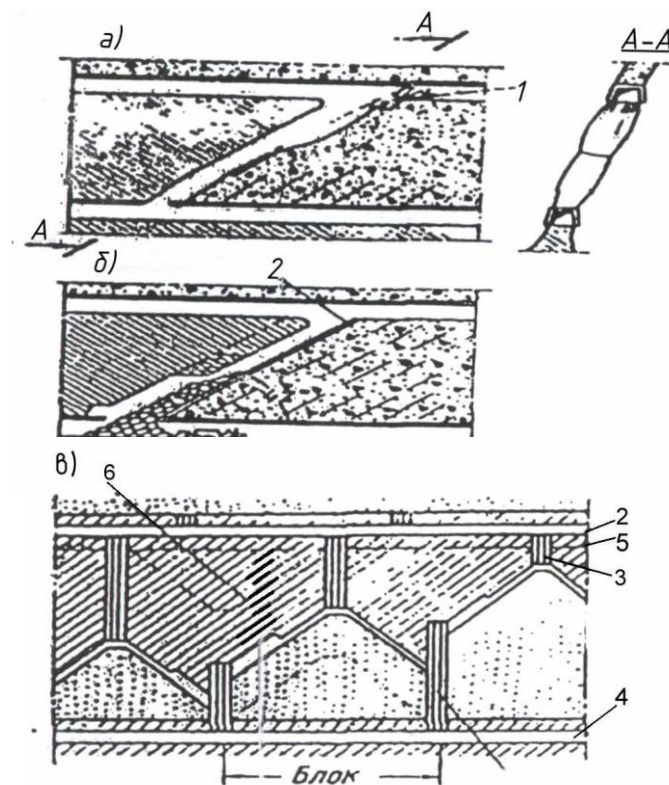


Рис. 7.10. Система розробки похилими шарами із закладкою: *а* – варіант з суцільною виїмкою та самохідним обладнанням, стадія закладки руди; *б* – те ж саме, стадія доставки руди (*1* – самохідний вагон; *2* – настил; *3* – ПДМ); *в* – варіант з виїмкою блоками, розріз по простяганню, проекція на вертикальну площину; (*1*, *2* – відкотний і вентиляційний штреки; *3* –блокова підняття для спуску закладки; *4* –блокова підняття для спуску руди; *5* – межа надштрекового цілика; *6* – межа виїмки шарами постійної довжини).

Запитання для самоперевірки

1. На які групи поділяють руду?
2. Які корисні копалини відносять до нерудних?
3. В яких межах змінюється потужність рудних покладів?
4. Які особливості підземної розробки руди ви знаєте?
5. Які особливості залягання родовищ руди ви знаєте?
6. Які особливості розкриття родовищ руди ви знаєте?
7. Які способи підготовки родовищ руди ви знаєте?
8. Які особливості технології відбивання руди ви знаєте?
9. У яких випадках застосовується шпурове відбивання руди?
10. У яких випадках застосовується відбивання руди свердловинами?
11. Які процеси при видобуванні руди ви знаєте?
12. У яких випадках необхідне вторинне подрібнення руди?
13. Яким чином виконується навантаження та доставка руди?
14. Які способи керування гірським тиском при видобуванні руд ви знаєте?
15. Які класифікації систем розробки рудних родовищ ви знаєте?

16. Розкрийте суть класифікації систем розробки за академіком Агашковым М.І.

17. Розкрийте суть класифікації систем розробки за професором Іменитовим В.Р.

18. У яких випадках застосовують камерно-стовбурові та суцільні системи розробки?

19. У яких випадках застосовують камерні системи розробки?

20. У яких випадках застосовують системи розробки з магазинуванням руди?

21. У яких випадках застосовують системи поверхового та підповерхового примусового обрушення?

22. У яких випадках застосовують системи розробки із закладкою виробленого простору?

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про залягання, розкриття та підготовку рудних родовищ; процеси та технологію відбивання руди; керування гірським тиском при видобуванні руд.

Розділ 8

ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ШАХТ І ПРИНЦИПИ ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ЇХ

Навчальна мета розділу: засвоївши матеріали розділу, студент повинен мати уявлення про технологічні схеми шахт, принципи їх конструювання та методи математичного моделювання.

8.1. Класифікація і структура технологічних схем шахти (ТСШ)

Під ТСШ розуміють сукупність очисних, транспортних, вентиляційних, розкриваючих і підготовчих виробок, комплекс поверхневих споруд, які дозволяють здійснювати основні та допоміжні процеси і забезпечують видобування корисної копалини та її реалізацію.

Вимоги до ТСШ:

- 1) достатня продуктивність окремих елементів ТСШ і системи в цілому;
- 2) безпечність технологічної схеми з урахуванням специфіки підземної розробки: гірського тиску, газовиділення, раптових викидів, шкідливого впливу на здоров'я людей пиловиділення. Часто ця вимога виступає як обмеження для застосування ТСШ;
- 3) можливість застосування поточної технології, яка забезпечує безперервне виконання основних виробничих процесів по вийманню, транспортуванню, підйому корисної копалини і високу економічну ефективність;
- 4) максимально можлива концентрація розробки, яка передбачає технологічно можливе навантаження на очисний вибій, транспортну виробку, бремсберг, блок, горизонт;
- 5) надійність ТСШ, яка визначається надійністю окремих виробок, вентиляції, транспортних схем;
- 6) динамічність технологічної схеми – підвищена реакція на можливість зміни параметрів окремих елементів системи і підсистем;
- 7) низька трудомісткість обслуговування технологічної схеми, яка забезпечується раціональними способами розкриття, підготовки, засобами механізації очисних, підготовчих робіт і транспорту (чисельність обслуговуючого персоналу зводиться до мінімуму);
- 8) економічно виправдані втрати корисної копалини;
- 9) високі техніко-економічні показники (собівартість, приведені витрати, рентабельність, прибуток).

Класифікація якісних характеристик ТСШ ґрунтується на основі системного аналізу, коли шахта розглядається як складна система з великою кількістю комбінацій окремих елементів. Ця система підрозділяється на окремі підсистеми зі своїми параметрами і залежностями. В більшості випадків підсистеми взаємопов'язані між собою.

Зазвичай оцінка системи проводиться за якісними і кількісними характеристиками. Велика кількість окремих параметрів і якісних характеристик вимагає певної класифікації.

Гірнича частина ТСШ складається з таких підсистем:

- розкриття шахтного поля,
- підготовка шахтного поля,
- розробка,
- транспортування.

Кожна з підсистем пов'язана з групою виробок, їх проведенням, підтриманням, експлуатацією. Цей зв'язок відбувається в просторі і часі.

8.2. Принцип конструювання ТСШ

Будь-яка система має такі елементи структури:

- вхід в систему,
- процес функціонування,
- вихід із системи,
- зворотній зв'язок між окремими підсистемами, параметрами.

Вхід в систему включає:

- розміри шахтного поля,
- кількість і потужність пластів,
- відстань між ними,
- кут нахилу,
- газоносність,
- гідрогеологічні умови,
- фізико-механічні властивості порід.

Вихід із системи:

- варіанти розкриття,
- підготовка,
- системи розробки, їх оптимальні параметри.

Кожна система має критерії ефективності, функцію мети:

- продуктивність праці (трудомісткість),
- приведені витрати з урахуванням собівартості і величини капітальних витрат,
- рентабельність підприємства і прибуток.

Обмеження систем – кількісні і якісні показники, встановлені на основі практичного досвіду або попередніх досліджень, за межами яких поведінка системи не розглядається.

8.2.1. Підсистеми шахти

1. Технологія очисних робіт (ТОР) – включає всі процеси і обладнання в лаві з розстановкою робітників в межах виймальної ділянки. В ній приймаються такі показники і параметри:

- система розробки,

- очисний вибій, його довжина,
- кріплення,
- транспортні засоби на виїмкових штреках,
- допоміжний транспорт на дільниці,
- дегазація пласта або суміжних пластів, порід,
- провітрювання виїмкової дільниці,
- заходи і засоби по боротьбі з пилом,
- осушення і відкачка води,
- підготовчі виробки, їх переріз, кріплення, охорона,
- електропостачання в межах дільниці,
- оцінка підсистеми по прийнятому критерію.

2. Технологія підготовчих робіт (ТПР) – при суцільних системах пункти 1 і 2 об'єднують:

- спосіб проведення виробки,
- засоби механізації,
- кріплення, матеріал кріплення,
- транспортування гірської маси від проходки,
- перевезення людей,
- провітрювання,
- заходи по боротьбі з пилом,
- відведення води,
- дегазація,
- трудомісткість проходки,
- швидкість і тривалість проходки виробки.

3. Розкриття і підготовка шахтного поля (РПШП):

- варіанти розкриття і підготовки шахтного поля,
- порядок відробки пластів і шахтного поля,
- довжина, переріз виробок, місце їх проведення, характеристика порід,
- доставка матеріалів та обладнання, людей,
- втрати корисної копалини.

4. Технологія магістрального транспорту та підйому (ТМТП):

- протяжність транспортних виробок,
- обладнання,
- місця перевантаження,
- наявність бункерів для основного і допоміжного транспорту,
- підйом корисної копалини і допоміжний підйом.

Враховуються витрати:

- вартість засобів транспортування,
- монтаж (демонтаж) ділянок,
- капітальний ремонт, поточний ремонт, обслуговування.

5. Технологія поверхні шахти (ТПШ):

- способи та засоби обробки корисної копалини та породи після видачі її із стовбурів.

Враховують:

- затрати праці на обслуговування установок, матеріальні затрати,

- складське обслуговування (корисної копалини, матеріалів та обладнання),
- обслуговування стовбурів, вентиляційних установок, кондиціонерів, електро- тепло- і водопостачання, зв'язку.

Вихід: мінімальні витрати на усі ці роботи.

6. Керування шахтою (КШ).

Основні принципи, методи і засоби організації, планування і керування виробничими процесами. Реалізація продукції і господарська діяльність.

Вхід:

- параметри перших трьох підсистем,
- гірничо-геологічні фактори,
- ефективність реалізації продукції.

Обмеження ТСШ.

Для ТПР – часове обмеження терміну введення в експлуатацію чергової лави:

$$t_n \leq k_0 t_\theta, \quad (8.1)$$

k_0 – коефіцієнт резерву,

t_θ – час відробки ділянки (лави):

$$t_\theta = \frac{L_{cm}}{v}, \text{ міс.}, \quad (8.2)$$

$$t_n = \frac{L_{cm}}{v} + \frac{L_l}{v_p} + t_{м.о.ш} + t_{м.о.л.}, \quad (8.3)$$

де v – швидкість просування очисного вибою, м/міс., v_p – швидкість проведення розрізної печі (приблизно 100 м/міс.); $t_{м.о.л}$ – тривалість монтажу лави: від 8 діб до 1 місяця; $t_{м.о.ш}$ – тривалість монтажу штреку (конвеєра) – 0,5...1,5 міс.

В підсистемі розкриття і підготовки шахтного поля, крім прийнятої функції цілі ($C_{np} = \min$), можуть визначатися також додаткові показники (параметри):

- мінімальна протяжність виробок (вимірюється м/1000 т запасів),
- об'єм виробок (м³/1000 т запасів).

Ці показники використовуються для попереднього аналізу варіантів.

Для підсистеми ТМТП, крім приведених витрат, розглядають технічні показники (якісні), зокрема – кількість ланок транспорту.

Складність конструкції тієї чи іншої технологічної схеми шахти чи окремої підсистеми залежить від заданих гірничо-технічних умов та від складності поставленої задачі. Однак слід пам'ятати, що ускладнення структури економіко-математичної моделі збільшує вірогідність виникнення похибки при визначенні необхідних параметрів.

Основними складовими ТСШ є схеми розкриття, підготовки, системи розробки, схеми транспорту і вентиляції. В окремих випадках враховується також конструкція вузлів спряжень горизонтальних і похилих виробок (магістральних штреків – з панельними конвеєрними бремсбергами або з конвеєрними ходками; ярусного штреку – з бремсбергом та ін.).

8.3. Методи математичного моделювання технологічних схем

8.3.1. Вибір критерію оптимальності для економіко-математичної моделі

В якості критерію оптимальності приймають продуктивність праці Π_{np} або зворотну величину – трудомісткість T , капітальні витрати K , собівартість одиниці продукції c , прибуток Π або рентабельність підприємства P – як відношення прибутку до величини задіяних фондів (8.6).

Собівартість визначається як сума витрат на заробітну плату, матеріали, використану енергію, амортизацію обладнання та умовно- постійні витрати:

$$c = (C_{zl} + C_m + C_e + C_a + C_{yn})/z, \text{ грн./т.} \quad (8.4)$$

Інші витрати:

$$\Pi = (Ц - c)A, \text{ грн./рік;} \quad (8.5)$$

$$P = \Pi/\Phi. \quad (8.6)$$

Досить часто в якості критерію оптимальності приймають величину приведених витрат:

$$C_{np} = \frac{\sum C_i}{z_i} + \frac{E(\sum K_{np})}{A}, \text{ грн./т,} \quad (8.7)$$

де $\sum C_i$ – сума експлуатаційних витрат для заданого об'єкта (ярусу, панелі, шахти); z – промислові запаси відповідної частини поля, т; E – коефіцієнт ефективності капітальних витрат, залежить від процентної банківської ставки за кредит ($E = 0,15 \dots 0,20$); K_{np} – капітальні витрати, приведені до певного періоду, часто – до початку експлуатації об'єкта, тис. грн.; A – річна потужність об'єкта, тис. т.

$$K_{npl} = (1+E)^{t_i} \cdot K_i, \quad (8.8)$$

де t_i – час приведення витрат: зі знаком+ до моменту приведення витрат, зі знаком– після моменту приведення витрат, років.

Для заданого об'єкта та окремих варіантів технологічної схеми до капітальних витрат відносять:

- вартість проведення усіх виробок до задачі шахти в експлуатацію;
- вартість проведення капітальних виробок, в т.ч. панельних бремсбергів, похилів – після задачі в експлуатацію;
- витрати на придбання транспортного, очисного обладнання та ін.

До експлуатаційних витрат відносять витрати на підтримання виробок, основний і допоміжний транспорт, проведення дільничих виробок в період експлуатації, амортизаційні відрахування.

Витрати в залежності від поставленої задачі формують як функцію від досліджуваного параметра технологічної схеми: розміру панелі, довжини лави, виїмкового або шахтного поля, відстані між пластами та ін.

При складанні спрощеної економіко-математичної моделі при техніко-економічному порівнянні варіантів включають тільки ті витрати, які відрізняються по варіантах.

Нижче розглянемо приклади приведення капітальних витрат до моменту здачі шахти в експлуатацію.

Приклад 1. Визначити сумарну величину капітальних витрат, приведених до початку експлуатації шахти, якщо $E = 0,20$ і розраховано, що для будівництва шахти необхідно зробити такі витрати:

а) до здачі шахти в експлуатацію: за три роки ($t_1 = 3$) $K_1 = 6$ млн. грн.; за 2 роки $K_2 = 10$ млн. грн.; за 1 рік $K_3 = 12$ млн. грн.; у рік здачі в експлуатацію ($t_4 = 0$) $K_4 = 20$ млн. грн.;

б) після здачі шахти в експлуатацію: через 1 рік ($t_5 = -1$) $K_5 = 5$ млн. грн.; через 2 роки ($t_6 = -2$) $K_6 = 10$ млн. грн.

Рішення. З формули (8.8) маємо:

$$K_{np1} = (1 + 0,20)^3 \cdot 6 = 10,38 \text{ млн. грн.}$$

Аналогічно $K_{np2} = 14,40$ млн. грн.; $K_{np3} = 14,40$ млн. грн.; $K_{np4} = 20,00$ млн. грн.; $K_{np5} = 4,16$ млн. грн.; $K_{np6} = (1 + 0,20)^{-2} \cdot 10 = 6,94$ млн. грн., $\sum K_{npi} = 10,38 + 14,40 + 14,40 + 20,00 + 4,16 + 6,94 = 70,28$ млн. грн.

Приклад 2. Визначити приведені витрати, якщо витрати на підтримання виробок, підготовку чергових лав становили $c = 48$ грн./т, капітальні витрати $\kappa_1 = 4$ млн. грн., $t_1 = 1$ рік, $\kappa_2 = 5,2$ млн. грн., $t_2 = 2$ роки, $\kappa_3 = 6$ млн. грн., $t_3 = 1$ рік. Після здачі шахти в експлуатацію $\kappa_4 = 1,2$ млн. грн. за перший рік, $\kappa_5 = 2$ млн. грн. за другий рік.

$$K_{np} = [K_1(1 + 0,2)^3 + K_2(1 + 0,2)^2 + K_3(1 + 0,2) + K_4(1 + 0,2)^{-1} + K_5(1 + 0,2)^{-2}],$$

$$K_{np} = [4 \cdot (1 + 0,2)^3 + 5,2 \cdot (1 + 0,2)^2 + 6 \cdot (1 + 0,2) + 1,2 \cdot (1 + 0,2)^{-1} + 2 \cdot (1 + 0,2)^{-2}] = 23,42 \text{ млн.}$$

грн.

$$C_{np} = 48 + 0,2 \cdot 23,42 = 52,72 \text{ грн./т.}$$

8.3.2. Визначення витрат на проведення, підтримання виробок, на транспорт та інші процеси і об'єкти

Такі витрати визначають спеціальними техніко-економічними дослідженнями. Нижче наведені результати таких досліджень, проведених свого часу науковцями КПІ для шахт Західного Донбасу.

1) Вартість проведення вертикальної виробки (стовбура):

$$K_c = \rho \cdot \mu \cdot [K_n \cdot K_{об} \cdot K_{вик} \cdot (K_1 \cdot S + K_2) + K_a], \text{ грн./м} \quad (8.9)$$

де $K_{об}$ – коефіцієнт заводнення; якщо притік води до $8 \text{ м}^3/\text{год.}$, то $K_{об} = 1$, більше $8 \text{ м}^3/\text{год.}$ – $1,1$; K_n – вплив глибини розробки, при глибині до 100 м приймається за 1 , при $H > 1000$ $K_n = 0,99 + 0,000122H$; $K_{вик}$ – враховує можливість раптових викидів вугілля і газу, для небезпечних за викидами шахтопластів $K_{вик} = 1,10$, для інших $= 1$; ρ – загальношахтні витрати: для I періоду будівництва шахти – прохідки стовбура і II періоду – проведення виробок після проведення стовбурів до здачі шахти в експлуатацію $\rho = 2,55$; для проведення капітальних виробок після здачі в експлуатацію (третій період) $\rho = 1,84$; μ – зміна цін, рівень заробітної плати в регіоні порівняно з базовим періодом; K_1, K_2 – коефіцієнти, які залежать від міцності порід; для стовбурів з бетонним кріпленням:

$$K_1 = 0,44 \cdot f + 6,2,$$

$$K_2 = 4 \cdot f + 182,$$

де f – коефіцієнт міцності порід за шкалою М. Протодьяконова, %; K_a – коефіцієнт вартості армування стовбура:

- для головного стовбура $K_a = 8 \cdot S - 56$, грн./м;
- для допоміжного стовбура $K_a = 8 \cdot S - 92$, грн./м.

2) Вартість проведення горизонтальних та похилих виробок:

$$K_{\text{вир}} = \rho \mu [K_n \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{вик}} \cdot (\kappa_1 \cdot S + \kappa_2 + \eta K_3 \cdot 1,78 m^3 \sqrt{S^2}) + K_4], \quad (8.10)$$

де κ_1, κ_2 – вартісні коефіцієнти; K_4 – вартість укладки рейкових колій, для постійних колій Р-33 $K_4 = 24$, для тимчасових $= 14$ грн./м; η – логічний коефіцієнт, який враховує вартість видобутого вугілля, приймається: для виробок по породі $\eta = 0$, для виробок, проведених по пласту $\eta = -1$.

3) Вартість проведення пристовбурних дворів:

$$K_{\text{двора}} = \rho \cdot \mu \cdot [K_n \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{вик}} \cdot (154000) + 0,7 A_{\text{ш}}], \text{ грн.} \quad (8.11)$$

4) Вартість підтримання виробок, які знаходяться в масиві:

$$C_{\text{нід}} = r_m \cdot S \cdot K_c \cdot K_h \cdot L_{\text{ср}} \cdot t, \text{ грн.}, \quad (8.12)$$

r_m – річна вартість підтримання 1 м³ виробки в масиві: для металевого аркового кріплення: 0,6 – для горизонтальних виробок, 0,7 – для похилих виробок; для дерев'яного кріплення: 2,2 – для горизонтальних виробок, 2,7 – для похилих виробок; $L_{\text{ср}}$ – середня довжина виробки; $\kappa_c = 0,5$; t – термін підтримання виробки:

$$K_h = 0,1 \text{ при } H \leq 400 \text{ м,}$$

$$K_h = 0,0036H \text{ при } H > 400 \text{ м.}$$

5) Вартість підтримання штреків, розташованих частково в зоні дії опорного тиску лави при зворотному порядку відробки:

$$C_{\text{нід}} = S \cdot K_c \cdot K_h \cdot [l_{\text{ср}} \cdot r_m \cdot (t + t_n + 0,2) + r \cdot t \cdot m \cdot (l_m + 2l_{\text{ом}})], \quad (8.13)$$

t_n – час підтримання в період проведення (в роках); r – річна вартість підтримання виробки в зоні впливу опорного тиску; l_m – довжина тупика (для конвеєрного штреку 6...10 м); $l_{\text{ом}}$ – зона шкідливого впливу опорного тиску попереду лави (25-30 м).

6) Вартість підтримання похилих виробок, які охороняються ціликами:

$$C_{\text{нід}} = r \cdot S \cdot K_c \cdot (t + 2n \cdot \beta), \text{ грн.}, \quad (8.14)$$

n – кількість крил, які обслуговує похила виробка; β – коефіцієнт, який залежить від типу кріплення і враховує вплив очисних робіт ($\beta = 0,35$ – для металевого кріплення, $\beta = 0,5$ – для дерев'яного кріплення).

Приклад.

Визначити витрати на проведення 1 м головного стовбура з перерізом у світлі $S = 33,2 \text{ м}^2$ для I періоду будівництва шахти, якщо його кріплення бетонне, глибина до 1000 м, величина водоприпливу 5 м³/год., міцність порід $f = 8$.

$$K_1 = 0,44 \cdot 8 + 6,2 = 8,84,$$

$$K_2 = 4 \cdot 6 + 182 = 206,$$

$$K_a = 8 \cdot 33,2 - 56 = 209,6,$$

$$K_c = 2,55 \cdot 7,5 [1 \cdot 1 \cdot (8,84 \cdot 33,2 + 206) + 209,6] = 13561 \text{ грн./м.}$$

7) Вартість транспорту.

При розрахунку вартості транспорту включають капітальні витрати на придбання і монтаж обладнання, експлуатаційні витрати, витрати на проведення камер і додаткових виробок.

Експлуатаційні витрати включають:

- заробітну плату персоналу,
- амортизаційні відрахування,
- вартість електроенергії.

Конвеєрний транспорт по ярусних і поверхових штреках, по конвеєрних ходках. Включає капітальні та експлуатаційні витрати на обладнання і експлуатацію монорейкової доріжки (8МКД4).

За основний транспорт приймають стрічковий конвеєр 1Л80.

$$K_{к.я.ш.} = 30000 \cdot n_k + 40l + 19500, \text{ грн.}; \quad (8.15)$$

$$C_{к.я.ш.} = (48,8 + 1,145l + 28,4n_k) \cdot A_n, \text{ грн./м.} \quad (8.16)$$

Конвеєрний транспорт по бремсбергах та похилах (1ЛБ-100):

$$K_{к.бр.} = 48/40 \cdot n_k + 60l + 1500, \text{ грн.}; \quad (8.17)$$

$$C_{к.бр.} = (47,1 + 0,207l + 38,5 \cdot n_k) / A_p + 0,0002 \cdot \sin \alpha; \quad (8.18)$$

$$K_{к.пох.} = 71000 \cdot n_k + 70l; \quad (8.19)$$

$$C_{к.пох.} = (64 + 0,278l + 43,8 \cdot n_k) / A_{пох.} \quad (8.20)$$

Допоміжний транспорт по похилих виробках.

Враховують окремий транспорт по допоміжних виробках і доставку людей кінцевою відкаткою.

$$K_{м.д.н.} = n_{сн} \cdot [19000 + A_n/2n \cdot (915000 + 113000 \cdot n_{я})]; \quad (8.21)$$

$$C_{м.д.н.} = [244 + 30,5 \cdot n_{я}/A_n + (58500 + 7250 \cdot n_{я})] / (n_{он} \cdot Z_n) + 0,00004l; \quad (8.22)$$

$n_{он}$ – число одночасно працюючих панелей; A_n – навантаження на панель (т/добу); $n_{я}$ – число ярусів (поверхів); Z_n – промислові запаси в панелі; l – довжина похилих виробок.

Витрати на допоміжний транспорт по похилих виробках при погоризонтній схемі підготовки.

$$K_{м.д.н.в.} = n_{сн} \cdot [19000 + A_n \cdot (91500/Z_{сн})]; \quad (8.23)$$

$$C_{м.д.н.в.} = 244/A_n + 58500/(n_{сн} \cdot Z_{сн}) + 0,00004l, \quad (8.24)$$

$Z_{сн}$ – запаси виймального стовпа.

Електровозний транспорт по головних і поверхових штреках.

$$K_{м.е.} = 0,025A \cdot l + 13200 \cdot N_n + 616000; \quad (8.25)$$

$$C_{м.е.} = 0,000035l + (0,01l + 7,8 \cdot N_n + 202)/A, \quad (8.26)$$

N_n – кількість завантажувальних пунктів; A – навантаження на виробку (т/добу).

8) Підйом по вертикальних стовбурах.

Враховуються витрати на транспортування вугілля і породи, вартість бункерів, сполучення стовбурів з пристовбурним двором:

$$K_{нід.} = 297A_{ш.} \cdot H - 94600, \quad (8.27)$$

$$C_{\text{під.}} = (52A_{\text{ш}} + 80H - 8900)/(A_{\text{ш}} \cdot 300). \quad (8.28)$$

9) Провітрювання гірничих виробок.

Капітальні витрати включають вартість вентиляторних установок і спеціальних споруд.

Експлуатаційні витрати враховують амортизаційні відрахування, вартість електроенергії, яка залежить від потрібної кількості повітря ($Q_{\text{ш}}$) і від депресії шахтної мережі.

10) Зведення будівель і споруд на поверхні шахти.

Включають вартість усіх будівель технологічного комплексу поверхні, а також під'їзних шляхів і колій залізничної станції.

11) Утримання умовно-постійного штату робітників.

Включають заробітну плату адміністративно-управлінського персоналу шахти, заробітну плату робітників з не врахованих технологічних процесів:

$$C_{\text{у.п.}} = 175/A_{\text{ш}} + 0,412.$$

8.3.3. Техніко-економічне порівняння групової та індивідуальної підготовки шахтного поля

Для порівняння приймаємо метод варіантів, а саме: два варіанти панельної підготовки двох пластів. Це найбільш простий метод економіко-математичного моделювання.

Варіант 1 – підготовка шахтного поля з групуванням бремсбергів, а саме: усі бремсберги проводяться по одному з пластів (в прикладі – по нижньому), а другий (верхній) пласт розкривається і готується на кожному ярусі за допомогою ярусних квершлагів: транспортного і вентиляційного. Одночасно в роботі може бути дві панелі, на здачу шахти в експлуатацію готують також дві бремсбергові панелі.

Варіант 2 – з індивідуальною підготовкою. Кожен з пластів готується до експлуатації шляхом проведення своїх пластових бремсбергів: конвеєрного, допоміжного і людського, ярусні квершлагів відсутні. Як і в першому варіанті для кожної панелі передбачено проведення панельного транспортного квершлягу і панельного вентиляційного квершлягу.

Для шахт неглибокого залягання можливі інші рішення: для кожного пласта свій шурф без проведення квершлягу.

Для техніко-економічного порівняння приймаються варіанти, які суттєво відрізняються по варіантах, а саме:

- вартість проведення бремсбергів і ярусних квершлагів;
- вартість обладнання транспортних, допоміжних бремсбергів, квершлагів;
- вартість транспортування по вказаних виробках;
- вартість підтримання виробок.

Для визначення вказаних витрат необхідно встановити протяжність виробок, вид транспорту, продуктивність, термін експлуатації виробки, величини поперечних перерізів. Для зручності вказані параметри для однієї панелі зведені в таблицю 8.1.

У відповідності з вимогами визначають наступні капітальні і експлуатаційні витрати:

1) Вартість проведення:

- конвеєрних бремсбергів – $K_{к.бр.}$;
- допоміжних і людських бремсбергів – $K_{бр.д.л.}$;
- ярусних квершлагів – $K_{кв.я.}$, в тому числі для І ярусу $K'_{кв.я.}$.

2) Вартість обладнання:

- панельних конвеєрних бремсбергів – $K_{бр.к.о.}$;
- панельних допоміжних бремсбергів – $K_{бр.д.о.}$;
- квершлагів конвеєрних (ярусних) – $K_{кв.я.о.}$, в тому числі для І ярусу $K'_{кв.я.о.}$.

Термін вкладання капітальних витрат:

- на обладнання конвеєрних бремсбергів і ярусних квершлагів $t_1 = 0,5$ року;
- на обладнання допоміжних бремсбергів і проходку квершлагів $t_2 = 1$ рік;
- на проходку бремсбергів $t = 2$ роки до здачі шахти в експлуатацію.

Таблиця 8.1. Параметри групової та індивідуальної підготовки для техніко-економічного порівняння варіантів

№	Назва параметра	Значення параметрів	
		Варіант 1	Варіант 2
1.	Протяжність конвеєрних бремсбергів	$l_{бр.тр.} = l_{я} \cdot (n_{я} - 1)$	$l_{бр.тр.} = 2l_{я} \cdot (n_{я} - 1)$
2.	Протяжність допоміжних і людських бремсбергів	$l_{бр.(д+л)} = 2l_{я} \cdot n_{я}$	$l_{бр.(д+л)} = 4l_{я} \cdot n_{я}$
3.	Протяжність ярусних квершлагів	$(h_{м} / \sin \alpha) \cdot (n_{я} - 1)$	0
4.	Тривалість відробки ярусу: а) верхнього пласта; б) нижнього пласта	$t_{я}^{\epsilon} = \frac{s_n - \sum l_{ц.бр.}}{2V \cdot K_{о.л.}^{\epsilon}}$ $t_{я}^H = \frac{s_n - \sum l_{ц.бр.}}{2V \cdot K_{о.л.}^H}$	
5.	Тривалість роботи конвеєрних бремсбергів: а) верхнього пласта; б) нижнього пласта	$t_{бр.к.} = \frac{2S_n \cdot H_n \cdot \sum (m_i \gamma_i) \cdot K_{\epsilon}}{A_{ш}} \cdot \left(\frac{n_{я} - 1}{n_{я}} \right) + 2$	$t_{бр.к.}^{\epsilon} = t_{я}^{\epsilon} \cdot (n_{я} - 1) + 2$ $t_{бр.к.}^H = t_{я}^H \cdot (n_{я} - 1) + 2$
6.	Тривалість роботи допоміжного і людського бремсбергів: а) верхнього пласта; б) нижнього пласта	$t_{бр.д.л.} = \frac{2S_n \cdot H_n \cdot \sum (m_i \gamma_i) \cdot K_{\epsilon}}{A_{ш}} + 3$	$t_{бр.д.л.}^{\epsilon} = t_{я}^{\epsilon} \cdot n_{я} + 3$ $t_{бр.д.л.}^H = t_{я}^H \cdot n_{я} + 3$

Визначаються також суто експлуатаційні витрати:

- на обслуговування доставки корисної копалини по бремсбергах ($C_{бр.к.}$) грн./т і по квершлагах ($C_{кв.я.к.}$),
- на доставку обладнання, матеріалів та ін. по допоміжних бремсбергах ($C_{бр.д.}$), грн./т.

Приведені до моменту здачі шахти в експлуатацію капітальні витрати дорівнюють:

$$K_{np1} = (K_{к.бр.} + K_{бр.д.л.}) \cdot (1 + 0,2)^2;$$

$$K_{np2} = (K'_{к.в.я.} + K_{бр.д.о.}) \cdot (1 + 0,2)^1;$$

$$K_{np3} = (K_{бр.к.о.} + K'_{кв.к.о.}) \cdot (1 + 0,2)^{0,5};$$

$$K_{np*} = K_{np.1} + K_{np.2} + K_{np.3}; \text{ грн}$$

Відносні амортизаційні витрати та інші експлуатаційні витрати становлять для кожного з варіантів:

$$C = \frac{\sum K}{S_n \cdot H_n \cdot \sum (m_i \gamma_i) \cdot K_e} + C_{кв.я.к.} + C_{бр.к.} + C_{бр.д.}, \text{ грн./т},$$

де $\sum K$ – сумарні капітальні витрати на проведення бремсбергів, поверхових (або ярусних) квершлагів та їх обладнання. Визначаються наведеними в попередньому підрозділі методами.

8.3.4. Визначення оптимальної висоти горизонту діючих шахт

Для вирішення задачі складають економіко-математичну модель витрат на проведення, підтримання виробок, на транспортування вугілля і водовідлив, виразивши всі ці витрати через досліджуваний параметр:

$$H_{ГОР} = X \cdot H_{ЯР},$$

де X – число ярусів в горизонті, прийняте для оптимізації.

Приклад розрахунку оптимальної висоти горизонту показано для конкретних умов.

Шахтне поле розкрито вертикальними стовбурами (рис. 8.1), схема підготовки – панельна, гірничі роботи на діючому і новому горизонті проводять в бремсбергових полях. Прийняті наступні позначення:

$A_{ш}$ – потужність шахти т/рік, S_n – розмір панелі за простяганням, м; n_1 – число одночасно відроблюваних панелей; n_2 – загальне число панелей в шахтному полі; $t_{ГОР}$, $t_{ЯР}$ – тривалість відробки горизонту і ярусу, років; α – кут падіння пласта; $\sum a$ – відстань між крайніми пластами по нормалі, м; V – швидкість просування очисного вибою, м/рік; $Z_{ГОР}$ – промислові запаси горизонту, т.

Критерії оптимальності – мінімальні витрати на проведення, підтримання виробок, на транспортування і водовідлив, тобто

$$\frac{\sum C}{Z_{ГОР}} = f(H_{ГОР}) \rightarrow \min. \quad (8.29)$$

Запаси горизонту становлять:

$$Z_{ГОР} = A_{Ш} \cdot t_{ГОР} = A_{Ш} \cdot t_{ЯР} \cdot X(\Sigma P / \Sigma P') \cdot (n_2 / n_1), \text{ т}, \quad (8.30)$$

де $\Sigma P, \Sigma P'$ – сумарна продуктивність усіх пластів і одночасно розроблюваних, $\Sigma P = \Sigma(m_i \cdot \gamma_i)$ т/м²; m_i – потужність пластів, м; γ_i – об'ємна маса вугілля, т/м³.

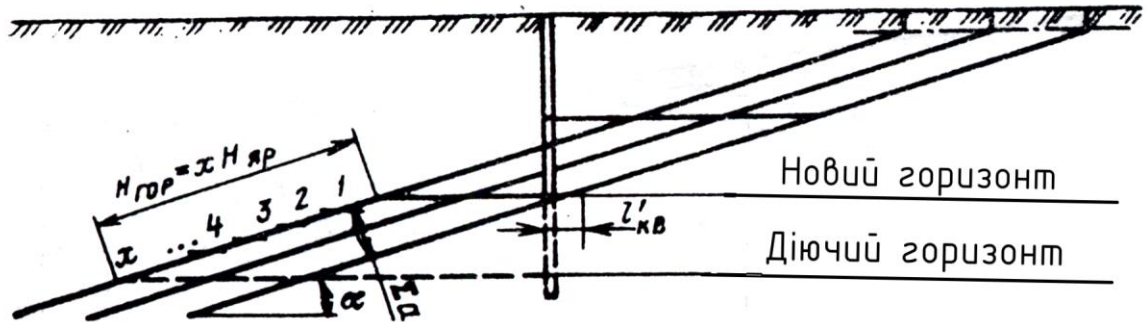


Рис. 8.1. Схема розкриття нового горизонту на діючій шахті

В перших дужках – коефіцієнт, який збільшує тривалість відробки ярусу в межах панелі; в других дужках – коефіцієнт, який враховує збільшення тривалості відробки горизонту у випадку, коли $n_2 > n_1$. Бажано, щоб n_2 і n_1 були парними числами ($n_1=2, n_2=4$).

Розглянемо деякі складові математичної моделі.

Варіант 1.

Вартість проведення виробки:

а) вартість поглиблення стовбурів:

$$\Sigma K_{СТВ} = x \cdot H_{ЯР} \cdot \sin \alpha \cdot \Sigma k_{СТВ}, \quad (8.31)$$

де $\Sigma k_{СТВ}$ – вартість поглиблення одного метра усіх стовбурів, грн./м;

$$\frac{K_{СТВ}}{Z_{ГОР}} = \frac{2 \cdot g \cdot n_1 \cdot H_{ЯР} \cdot \sin \alpha \cdot \Sigma p' \cdot \Sigma k_{СТВ}}{A_{Ш} S_n \cdot n_2 \cdot \Sigma p}; \quad (8.32)$$

б) проведення пристовбурного двора:

$$\frac{K_{П.Д}}{Z_{ГОР}} = \frac{2 \cdot v \cdot n_1 \cdot \Sigma p' K_{П.Д}}{A_{Ш} S_n \cdot n_2 \cdot \Sigma p} \cdot \frac{1}{X}. \quad (8.33)$$

Таким чином визначаються витрати на проведення горизонтальних квершлагів, основних штреків, панельних бремсбергів.

Варіант 2.

Підтримання виробок стовбурами:

$$\frac{\Sigma R_{СТВ}}{Z_{ГОР}} = \frac{H_{ЯР} \cdot \sin \alpha \cdot \Sigma r_{СТВ}}{A_{Ш}} \cdot X, \quad (8.34)$$

де $\Sigma r_{СТВ}$ – сумарна вартість підтримання одного метра усіх стовбурів за рік, грн./рік.

Таким же чином визначають вартість підтримання основних штреків, бремсбергів, горизонтальних квершлагів, а також вартість транспортування і водовідливу по усіх вказаних вище варіантах.

Сума усіх витрат і складає економіко-математичну модель для запроектованого горизонту. Якщо позначити постійні величини при X через C_1 , при $1/X$ через C_2 і вільні від X через C_3 , то можна записати функцію витрат в загальному вигляді:

$$\frac{\Sigma C}{Z_{ГОР}} = f(X) = C_1 X + \frac{C_2}{X} + C_3 \rightarrow \min. \quad (8.35)$$

Визначення мінімального значення функції можливе трьома методами: аналітичним, графічним, або методом перебору усіх варіантів за допомогою ЕВМ.

Для визначення $X_{оп}$ аналітичним методом необхідно взяти першу похідну від $f(X)$ і прирівняти її до нуля.

$$f'(X) = C_1 - C_2/X^2 = 0, \quad (8.36)$$

звідки

$$X_{оп} = \sqrt{\frac{C_1}{C_2}} \quad (8.37)$$

округляють до цього значення, прив'язуючи його до існуючих розмірів шахтного поля за падінням.

Для графічного методу спочатку обчислюють значення C_1 , C_2 і C_3 та будують три лінії: $C_1 X$, C_2/X і C_3 (рис. 8.2), а потім складають графічно координати і таким чином отримують досліджувану функцію $f(X)$.

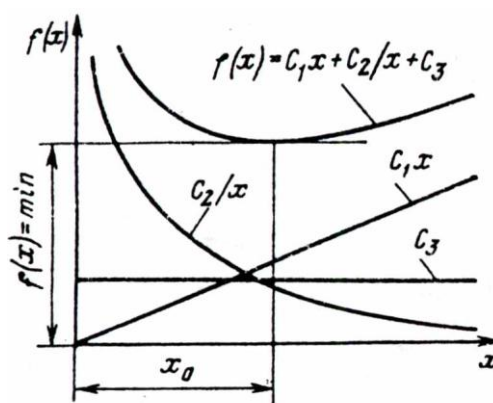


Рис. 8.2. Графічний спосіб визначення оптимальної висоти горизонту

8.3.5. Визначення оптимальної довжини лави

Довжина лави є одним з головних параметрів системи розробки, який суттєво впливає на техніко-економічні показники роботи очисного вибою, виймальної ділянки і залежить від конкретних гірничо-технічних умов.

Задача полягає у визначенні довжини лави як невідомого параметра ($\ell_L = X$) шляхом складання економіко-математичної моделі витрат для виймальної ділянки (рис. 8.3).

Методику рішення задачі розглянуто на прикладі лави пологого падіння, обладнаної механізованим комплексом. Система розробки стовпова з повторним використанням транспортного штреку відробленого ярусу в якості вентиляційного для нового ярусу.

Як і в попередньому підрозділі цільова функція витрат при $\ell_{\text{Л}} = X$ має вигляд:

$$\Sigma C = f(X) = \frac{C_1}{A_{\text{Л}}} \cdot X + \frac{C_2}{X} + C_3 \rightarrow \min. \quad (8.38)$$

Відшукавши першу похідну, прирівнюємо її до нуля, що відповідає мінімуму витрат:

$$\frac{df}{dx} = \frac{C_1}{A_{\text{Л}}} - \frac{C_2}{X^2} = 0.$$

Звідки

$$X_{\text{оп}} = \sqrt{\frac{C_2 A_{\text{Л}}}{C_1}}, \quad (8.39)$$

де $X = \ell_{\text{Л}}$ – довжина лави, м; $A_{\text{Л}}$ – максимально можливе навантаження на лаву, т/добу; C_1 , C_2 , C_3 – вартісні коефіцієнти, які характеризують величину витрат на проведення, підтримання виробок, транспортування, виконання кінцевих операцій в лаві, амортизаційні відрахування обладнання відповідно прямо пропорційні довжині лави (C_1), зворотно пропорційні (C_2), незалежні від довжини лави (C_3).

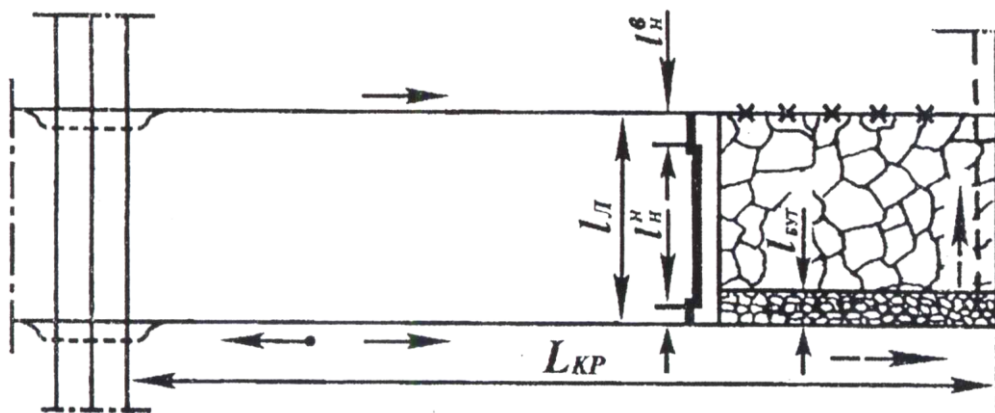


Рис. 8.3. Розрахункова схема для визначення оптимальної довжини лави

Для умов лави, обладнаної механізованим комплексом, значення вказаних коефіцієнтів визначаються за формулами:

$$C_1 = \Sigma \ell_{\text{Н}} \cdot \left[\frac{R_2}{N_{\text{Н}}} + \frac{R_1(n_{\text{К}} - 1)R_2}{N_{\text{К}}} \right] + \frac{1}{p \cdot c} \left[\Sigma k_{\text{ВВ}} + \Sigma r_{\text{ВВ}} + \frac{\Sigma K_{\text{НЛ}}}{n_{\text{КР}} \cdot L_{\text{КР}}} \right], \quad (8.40)$$

де $\Sigma \ell_{\text{Н}}$ – сумарна довжина верхніх і нижніх ніш, м;

R_1, R_2 – відповідно тарифні ставки машиніста комбайна і гірничого робітника очисного вибою, грн.;

N_K – норма виймання вугілля комплексом, т/зміну;

N_H – норма виймання вугілля в нішах з урахуванням їх кріплення, т/людино-змін;

P – продуктивність пласта, т;

C – коефіцієнт виймання вугілля, $C = 0,95 \dots 0,97$;

n_K – нормативна трудомісткість обслуговування комплексу, людино-змін;

Σk_{BB} – сумарна вартість проведення одного метра виймальних виробок для одного очисного вибою, грн.;

Σr_{BB} – сумарна вартість перекріплення одного метра виймальних виробок позаду очисного вибою, грн.;

ΣK_{HL} – сумарна вартість спорудження приймальних площадок, що обслуговують виймальний стовбур (ярус), грн.;

n_{KP} – число крил в ярусі (поверсі), які обслуговує приймальна площадка;

L_{KP} – довжина крила (чи стовбура), м.

$$C_2 = \frac{R_{CL}}{\ell'_L} + K_{1KP} \cdot \varphi_{1KP} \cdot a_{1KP} + K_{1KOH} \cdot \varphi_{1KOH} \cdot a_{1KOH}, \text{ м}, \quad (8.41)$$

де R_{CL} – тарифна ставка слюсаря по ремонту машин і механізмів, грн.;

ℓ'_L довжина ділянки лави, яку обслуговує слюсар, м; $\ell'_L \approx 50$ м;

K_{1KP}, K_{1KOH} – відповідно вартість лінійних секцій комплексу і конвеєра, грн./м;

$\varphi_{1KP}, \varphi_{1KOH}$ – коефіцієнт, який враховує вартість резервного кріплення і деталей конвеєрів;

a_{1KP}, a_{1KOH} – добова норма амортизації механізованого кріплення і конвеєра, $a_{1KP} = a_{1KOH} = 0,00115$.

У формулі 8.2 не врахований вплив надійності роботи лави від її довжини на величину витрат. З урахуванням коефіцієнта надійності роботи лави K_{HL} оптимальна довжина лави становить:

$$\ell'_{LO} = K_{HL} \sqrt{\frac{C_2 A_1}{C_1}}, \quad (8.42)$$

де $K = C_4 - C_5 \cdot \ell_L$

C_4, C_5 – коефіцієнти, які враховують вплив стійкості порід на надійність роботи лави в залежності від стійкості порід покрівлі (табл. 8.2).

Таблиця 8.2. Значення коефіцієнтів C_4, C_5

Характеристика покрівлі пласта	Значення коефіцієнта	
	C_4	C_5
стійкі	0,9	0,004
середньої стійкості	0,9	0,007
нижче середньої стійкості	0,9	0,010

Отриману довжину лави округляють з точністю до 5 м.

Наведені в підручнику [1] приклади визначення оптимальної довжини лави, обладнаної комплексом КМ87Э з комбайном 2К52 і конвеєром СПМ87Д, $\alpha=12^\circ$, $m=1,3$ м, для порід середньої стійкості. Оптимальна довжина лави без урахування надійності складає $\ell_L = 258$ м та з врахуванням надійності $\ell'_{ЛО} = 190$ м.

8.3.6. Визначення оптимального співвідношення між очисними і підготовчими вибоями

Ця проблема має вирішення в трьох напрямках.

1) Визначення мінімальних відстаней X діючої лави до кінця відробки стовпа, коли потрібно починати підготовку нового стовпа з оптимальними швидкостями проведення виробок (рис. 8.4).

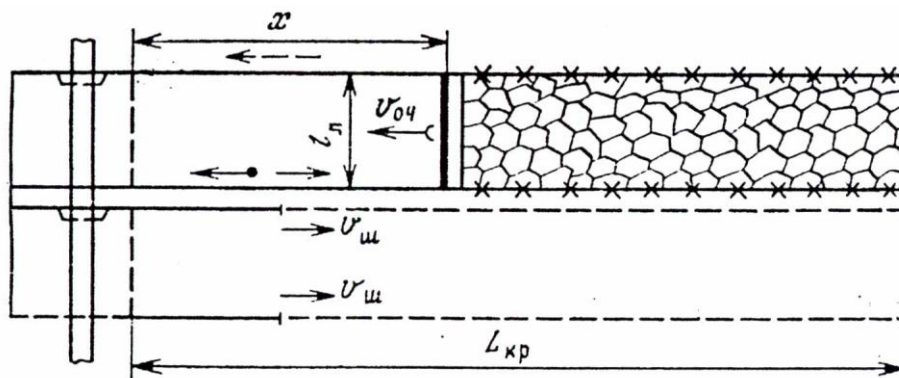


Рис. 8.4. Розрахункова схема для визначення оптимального співвідношення між очисними і підготовчими вибоями

Умови вчасної підготовки стовпа визначаються рівнянням:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (8.43)$$

де $T_{\text{підг}}$ – час на підготовку стовпа, міс.;

$t_{\text{рез}}$ – резерв часу на непередбачені затримки, $t_{\text{рез}} = 1 \dots 2$ міс.;

$T_{\text{оч}}$ – тривалість відробки залишеної частини пласта, міс.

Якщо підготовку стовпа проводять паралельно дві бригади одночасно, тоді

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{рп}} + t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{ш.оп}}} + \frac{\ell_L}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}, \quad (8.44)$$

де $t_{\text{пл}}$ – час на спорудження приймально-відправних площадок для ярусу, міс.;

$t_{\text{ш}}$, $t_{\text{рп}}$ – час на проведення штреку і розрізної печі, міс.;

$L_{\text{кр}}$ – довжина крила панелі (стовпа), м;

$V_{\text{ш.оп}}$ – оптимальна швидкість проведення штреку, м/міс.;

ℓ_L – довжина лави, м;

$V_{\text{р.п}}$ – швидкість проведення розрізної печі, м/міс.

Час на відробку частини пласта довжиною X становить:

$$T_{Oч} = \frac{X}{V_{Oч}}.$$

Тоді після підставлення отриманих значень в (8.7) маємо:

$$t_{ПЛ} = \frac{L_{KP}}{V_{Ш.ОП}} + \frac{\ell_{Л}}{V_{Р.П}} + t_{МОН} + t_{РЕЗ} = \frac{X}{V_{Oч}}. \quad (8.45)$$

Звідки:

$$X = V_{Oч} \left(t_{ПЛ} = \frac{L_{KP}}{V_{Ш.ОП}} + \frac{\ell_{Л}}{V_{Р.П}} + t_{МОН} + t_{РЕЗ} \right). \quad (8.46)$$

2) Визначення мінімально допустимої швидкості проведення підготовчих виробок (штреків) для того, щоб при заданому положенні діючого очисного вибою забезпечити вчасну підготовку нової лави.

В формулі (8.8) замість $V_{Ш.ОП}$ підставляємо $V_{МИН}$ і визначаємо його:

$$V_{МИН} = \frac{L_{KP}}{\frac{X}{V_{Oч}} - \left(\frac{\ell_{Л}}{V_{Oч}} + t_{ПЛ} + t_{МОН} + t_{РЕЗ} \right)}. \quad (8.47)$$

3) Визначення фактичного резерву часу на підготовку певного стовпа (певної лави).

З формули (8.7) визначаємо цей параметр:

$$t_{РЕЗ.Ф.} = \frac{X}{V_{Oч}} - \left(\frac{L_{KP}}{V_{Ш.ОП}} + \frac{\ell_{Л}}{V_{Oч}} + t_{ПЛ} + t_{МОН} \right), \text{ міс.} \quad (8.48)$$

Якщо $t_{РЕЗ.Ф.}$ буде від'ємною величиною, то це вказує на відповідне відставання з початком підготовки нової лави і необхідно буде прийняти заходи по скороченню часу на проходку штреків, розрізної печі, приймальної площадки чи на монтажні роботи.

Такий же підхід (методику) використовують при порівнянні систем розробки, окремих її варіантів. Зокрема, при порівнянні варіантів відробки стовпів спареними і одинарними лавами. В цьому випадку суттєвого впливу на величину навантаження на лаву немає.

Запитання для самоперевірки

1. Які вимоги ставляться до технологічних схем шахти?
2. Які принципи стоять в основі конструювання технологічних схем шахти?
3. Які підсистеми шахт ви знаєте?
4. Які процеси включає в себе технологія очисних робіт?
5. Які процеси включає в себе технологія підготовчих робіт?
6. Які процеси включають в себе розкриття і підготовка шахтного поля?
7. Які процеси включає в себе технологія технологія магістрального транспорту та підйому?
8. Які процеси включає в себе технологія поверхні шахти?

9. Як забезпечується керування шахтою?
10. Які обмеження до технологічних схем шахти ви знаєте?
11. Як визначається часове обмеження терміну введення в експлуатацію чергової лави?
12. Які критерії оптимальності при математичному моделюванні технологічних схем шахти ви знаєте?
13. За якою формулою визначають собівартість?
14. За якою формулою визначають прибуток?
15. За якою формулою визначають приведені витрати?
16. За якою формулою визначають капітальні витрати?
17. Як визначаються витрати на проведення вертикальної виробки (стовбура)?
18. Як визначаються витрати на проведення горизонтальних та похилих виробок?
19. Як визначаються витрати на проведення пристовбурних дворів?
20. Як визначаються витрати на підтримання виробок, які знаходяться в масиві?
21. Як визначаються витрати на підтримання штреків, розташованих частково в зоні дії опорного тиску лави при зворотному порядку відробки?
22. Як визначаються витрати на підтримання похилих виробок, які охороняються ціликами?
23. Як визначаються вартість транспорту?
24. Які параметри розглядають при техніко-економічному порівняння групової та індивідуальної підготовки шахтного поля?
25. Як визначається оптимальна висота горизонту діючих шахт?
26. Проаналізуйте графічний спосіб визначення оптимальної висоти горизонту.
27. Як визначається оптимальна довжина лави?
28. Як визначається оптимальне співвідношення між очисними і підготовчими вибоями?

В результаті вивчення викладеного матеріалу у студентів формуються уявлення і знання про технологічні схеми шахт; конструювання та математичне моделювання основних процесів технологічних схем шахт.

ЛІТЕРАТУРА

1. Бондаренко В.І. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин. [Текст]: підручник для студентів вищих навчальних закладів України / В.І. Бондаренко, О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий та ін.. Дніпропетровськ: Поліграфіст, 2005 – 708 с. ISBN 966-350-033-6.
2. Бурчаков А.С. Технология разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. [Текст]: учебник для вузов/ А.С.Бурчаков, Н.К. Гринько, Д.В. Дорохов и др. М., Недра, 1983 – 487 с.
3. Бурчаков А.С. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. [Текст]: учебник для вузов/ А.С.Бурчаков, Ю.А. Жежелевский, В.И. Костюк, С.А. Ярунин. М., Недра, 1992 – 415 с.
4. Гребенкин С.С. Технология подземной разработки и процессы горных работ в очистных забоях крутых и крутонаклонных угольных пластов. [Текст]: учебник для вузов / Гребенкин С.С., Булат А.Ф., Бондаренко В.И. и др. Донецк, «Регион», 2000 – 506 с. ISBN 966-7696-24-3.
5. Кириченко М.Т. Основы гірничого виробництва. [Текст]: навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів України / М.Т. Кириченко, О.Х. Кузьменко – Житомир: ЖДТУ, 2003. – 340 с. ISBN 966-683-3.
6. Дорохов Д.В. Технология разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. [Текст]: учебник для вузов / Дорохов В.Д., Сивохин В.И., Костюк И.С. и др. – Донецк: ДонДТУ, 1997. – 344 с.
7. Правила безпеки у вугільних шахтах [Текст]: ДНАОП 1.1.30-1.01.-96 – К.: Основа, 1996 – 207 с.
8. Сапицький К.Ф. Задачник по підземній розробці. [Текст]: навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів України / К.Ф. Сапицький, П.Ф. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. – Донецьк: ДонДТУ, 1999. – 194 с. ISBN 966-7559-05-х.
9. Саратикянц С.А. Разработка пологих и наклонных пластов. [Текст]: монографія /С.А. Саратикянц, А.Ш. Зельвянский, А.А. Лещинский и др. М., Недра, 1977 – 187 с.
10. Методичні вказівки до виконання практичних робіт і курсового проекту з дисципліни «Підземні гірничі роботи», ч. 2 «Процеси очисних робіт» для студентів напряму підготовки 6.09 03 «Гірництво» /Уклад.: М.Т. Кириченко, С.М. Стовпник, Э.А. Загоруйко. – К.: ІВЦ “Видавництво «Політехніка»”, 2011.– 72 с.
11. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по курсам «Технология горного производства» и «Подземные горные работы» /Составители А.А. Пирский, М.Т. Кириченко, А.И. Крючков. –К., КПИ, 1990.
12. Основы технології видобування корисних копалин [Текст]: посібник для студентів напряму підготовки «Гірництво» / В.Г. Кравець, М.Т. Кириченко, О.О. Фролов, В.В. Вапнічна.– К.: ІВЦ “Видавництво «Політехніка»”, 2008. – 72 с. – 120 прим. – ISBN 966-683-035-3
13. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч.2. М. 1991.

14. Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных капитальных горных выработок при строительстве и реконструкции шахт. Харьков, 1974.